This is a digital copy of a book that was preserved for generations on library shelves before it was carefully scanned by Google as part of a project to make the world's books discoverable online.

It has survived long enough for the copyright to expire and the book to enter the public domain. A public domain book is one that was never subject to copyright or whose legal copyright term has expired. Whether a book is in the public domain may vary country to country. Public domain books are our gateways to the past, representing a wealth of history, culture and knowledge that's often difficult to discover.

Marks, notations and other marginalia present in the original volume will appear in this file - a reminder of this book's long journey from the publisher to a library and finally to you.

Usage guidelines

Google is proud to partner with libraries to digitize public domain materials and make them widely accessible. Public domain books belong to the public and we are merely their custodians. Nevertheless, this work is expensive, so in order to keep providing this resource, we have taken steps to prevent abuse by commercial parties, including placing technical restrictions on automated querying.

We also ask that you:

+ *Make non-commercial use of the files* We designed Google Book Search for use by individuals, and we request that you use these files for personal, non-commercial purposes.
+ *Refrain from automated querying* Do not send automated queries of any sort to Google's system: If you are conducting research on machine translation, optical character recognition or other areas where access to a large amount of text is helpful, please contact us. We encourage the use of public domain materials for these purposes and may be able to help.
+ *Maintain attribution* The Google "watermark" you see on each file is essential for informing people about this project and helping them find additional materials through Google Book Search. Please do not remove it.
+ *Keep it legal* Whatever your use, remember that you are responsible for ensuring that what you are doing is legal. Do not assume that just because we believe a book is in the public domain for users in the United States, that the work is also in the public domain for users in other countries. Whether a book is still in copyright varies from country to country, and we can't offer guidance on whether any specific use of any specific book is allowed. Please do not assume that a book's appearance in Google Book Search means it can be used in any manner anywhere in the world. Copyright infringement liability can be quite severe.

About Google Book Search

Google's mission is to organize the world's information and to make it universally accessible and useful. Google Book Search helps readers discover the world's books while helping authors and publishers reach new audiences. You can search through the full text of this book on the web at `http://books.google.com/`

A propos de ce livre

Ceci est une copie numérique d'un ouvrage conservé depuis des générations dans les rayonnages d'une bibliothèque avant d'être numérisé avec précaution par Google dans le cadre d'un projet visant à permettre aux internautes de découvrir l'ensemble du patrimoine littéraire mondial en ligne.

Ce livre étant relativement ancien, il n'est plus protégé par la loi sur les droits d'auteur et appartient à présent au domaine public. L'expression "appartenir au domaine public" signifie que le livre en question n'a jamais été soumis aux droits d'auteur ou que ses droits légaux sont arrivés à expiration. Les conditions requises pour qu'un livre tombe dans le domaine public peuvent varier d'un pays à l'autre. Les livres libres de droit sont autant de liens avec le passé. Ils sont les témoins de la richesse de notre histoire, de notre patrimoine culturel et de la connaissance humaine et sont trop souvent difficilement accessibles au public.

Les notes de bas de page et autres annotations en marge du texte présentes dans le volume original sont reprises dans ce fichier, comme un souvenir du long chemin parcouru par l'ouvrage depuis la maison d'édition en passant par la bibliothèque pour finalement se retrouver entre vos mains.

Consignes d'utilisation

Google est fier de travailler en partenariat avec des bibliothèques à la numérisation des ouvrages appartenant au domaine public et de les rendre ainsi accessibles à tous. Ces livres sont en effet la propriété de tous et de toutes et nous sommes tout simplement les gardiens de ce patrimoine. Il s'agit toutefois d'un projet coûteux. Par conséquent et en vue de poursuivre la diffusion de ces ressources inépuisables, nous avons pris les dispositions nécessaires afin de prévenir les éventuels abus auxquels pourraient se livrer des sites marchands tiers, notamment en instaurant des contraintes techniques relatives aux requêtes automatisées.

Nous vous demandons également de:

+ *Ne pas utiliser les fichiers à des fins commerciales* Nous avons conçu le programme Google Recherche de Livres à l'usage des particuliers. Nous vous demandons donc d'utiliser uniquement ces fichiers à des fins personnelles. Ils ne sauraient en effet être employés dans un quelconque but commercial.

+ *Ne pas procéder à des requêtes automatisées* N'envoyez aucune requête automatisée quelle qu'elle soit au système Google. Si vous effectuez des recherches concernant les logiciels de traduction, la reconnaissance optique de caractères ou tout autre domaine nécessitant de disposer d'importantes quantités de texte, n'hésitez pas à nous contacter. Nous encourageons pour la réalisation de ce type de travaux l'utilisation des ouvrages et documents appartenant au domaine public et serions heureux de vous être utile.

+ *Ne pas supprimer l'attribution* Le filigrane Google contenu dans chaque fichier est indispensable pour informer les internautes de notre projet et leur permettre d'accéder à davantage de documents par l'intermédiaire du Programme Google Recherche de Livres. Ne le supprimez en aucun cas.

+ *Rester dans la légalité* Quelle que soit l'utilisation que vous comptez faire des fichiers, n'oubliez pas qu'il est de votre responsabilité de veiller à respecter la loi. Si un ouvrage appartient au domaine public américain, n'en déduisez pas pour autant qu'il en va de même dans les autres pays. La durée légale des droits d'auteur d'un livre varie d'un pays à l'autre. Nous ne sommes donc pas en mesure de répertorier les ouvrages dont l'utilisation est autorisée et ceux dont elle ne l'est pas. Ne croyez pas que le simple fait d'afficher un livre sur Google Recherche de Livres signifie que celui-ci peut être utilisé de quelque façon que ce soit dans le monde entier. La condamnation à laquelle vous vous exposeriez en cas de violation des droits d'auteur peut être sévère.

À propos du service Google Recherche de Livres

En favorisant la recherche et l'accès à un nombre croissant de livres disponibles dans de nombreuses langues, dont le français, Google souhaite contribuer à promouvoir la diversité culturelle grâce à Google Recherche de Livres. En effet, le Programme Google Recherche de Livres permet aux internautes de découvrir le patrimoine littéraire mondial, tout en aidant les auteurs et les éditeurs à élargir leur public. Vous pouvez effectuer des recherches en ligne dans le texte intégral de cet ouvrage à l'adresse `http://books.google.com`

L'INDUSTRIE AURIFÈRE

DAVID LEVAT

ANCIEN ÉLÈVE DE L'ÉCOLE POLYTECHNIQUE
INGÉNIEUR CIVIL DES MINES
MEMBRE DU CONSEIL SUPÉRIEUR DES COLONIES

L'INDUSTRIE AURIFÈRE

PARIS (VIe)
Ve CH. DUNOD, ÉDITEUR
49, Quai des Grands-Augustins, 49

1905

Tous droits réservés.

94363
MAR 13 1906

MLM
.L57

00 55947

TABLE DES MATIÈRES

INTRODUCTION

Considérations sur les mines d'or en général

Pages.

Développement de la production de l'or 3
Graphique de la production de l'or pendant les trente dernières années 3
Première période, de 1875 à 1889 4
Deuxième période, de 1890 à 1904 4
Graphique de la production de l'argent pendant les trente dernières années. 5
Causes générales de ce développement 5
Augmentation du nombre des pays aurifères 6
Caractéristiques essentielles des exploitations d'or 10
Mode de création des affaires aurifères 13
Réalisation des produits 17
But de l'ouvrage 20

Notions générales sur les propriétés de l'or

Caractères physiques 22
Tableau des principales pépites 22
Masses d'or natif trouvées dans les filons 24
Propriétés chimiques 28
Atomicité, Alliages d'or 29
Cyanures d'or 31
Caractères des solutions aurifères 32
Essais d'or par la voie sèche 34
I. — Fusion réductive. — Description de la méthode 34
Four à vent. — Creusets 35
Fondants 36
Culot de plomb 38
II. — Coupellation. — Principe de la méthode et description de l'outillage 39
Description de la coupellation 40
III. — Inquartation 43
Attaque par l'acide azotique 44
a) Départ avec inquartation d'argent 45
b) Départ avec inquartation de cadmium 48
c) Départ sans inquartation préalable 49

PREMIÈRE PARTIE

EXTRACTION DE L'OR DE SES MINERAIS

GÉNÉRALITÉS SUR LES GISEMENTS D'OR

Gisements en place 53
Gisements secondaires 53

CHAPITRE PREMIER

Alluvions aurifères

Généralités. — Définitions 55
Classification des alluvions 60
Alluvions anciennes 60

Pages.
Alluvions récentes 61
Alluvions glaciaires 62
Méthodes d'exploitation 62
A) Lavage au moyen de l'eau 64
Batée. — Pan 65
Batée sibérienne 66
Poruña. — Batée nègre 67
Batée boukhare 68
Echelles des prospecteurs 69
Echelle guyanaise 70
Echelle américaine 70
Echelle anglaise 71
Echelle russe 71
Essai des quartz à la batée 72
Cradle 72
Cradle Mactear 73
Long-tom 75
Long-tom chinois 76
Long-tom boukhare 77
Long-tom avec plaques amalgamées 78
Oregon tom 79
Auge sibérienne 81
Mode de travail. — Débourbage. — Schlich gris 82
Concentration du schlich gris en schlich noir 83
Extraction de l'or du schilch noir 83
Des sluices 84
Construction des sluices 85
Quantité d'eau. — Pente des sluices 87
Mode de travail au sluice 89
Capacité des sluices et personnel nécessaire 93
Variétés de sluices 93
Sluices pour le cas des graviers cimentés 95
Classification des méthodes de lavage 96
I. — Procédés dans lesquels le lavoir, quel que soit son système, est *mobile*. ... 96
II. — Procédés dans lesquels le lavoir est *fixe* 97
B) Emploi du vent pour la séparation à sec 98
Vannage à sec des alluvions aurifères 98
Vanneur Carlson 99
Vanneur Rankine. — Vanneur Buhre 101
Mode de travail 102
Capacité de travail. — Action du vent 103
Prix des vanneurs 104
Sasseurs à sec (dry jiggers) 104
Procédé Edison 106
Séparateur Freid 110

CHAPITRE II

Prospection et cubage des placers

Notions sur la prospection des placers 113
Exécution des sondages 116
Méthode sibérienne pour les sondages 117
De la recherche des placers 119
Plan de sondage du placer Léonovski 120
Pénétration de l'or dans le bed-rock 121

Pages.
Epuisement des sondages 122
A. — Recherches à proximité d'exploitations existantes 124
B. — Recherches dans des régions entièrement nouvelles 126
Frais d'une expédition 128
Méthode guyanaise 129
Distribution de la couche. — Elle existe dans le lit des rivières actuelles 130
La couche repose sur la glaise 131
La glaise constitue un bed-rock véritable 132
Sondage du placer Blagoviestchensk 132
Caractères d'un bed-rock glaiseux 133
Nature de la glaise du bed-rock. — De la roche morte 134
Relations entre la pente et la nature du bed-rock 135
Des recherches en pays tropicaux 135
Des prospecteurs guyanais 135
Des pirogues 136
Des expéditions de recherches 138
De l'exécution des recherches 139
Des trous de prospection 141
Estimation de la teneur en or des alluvions 143
Echelle des teneurs 143
Des variations dans l'appréciation des teneurs 145
Du déboisement 146
Du dessouchement 147
Prix de revient du déboisement 148
Prix de revient du dessouchement 149
Méthode pour les recherches dans les forêts tropicales 150
Des levés topographiques et forêt 150
Etapes successives d'une prospection 151
1° Prospection préalable 151
Du tracé des lignes. — Conduite de la ligne. — Emploi du baromètre 152
Prospection du placer Maripa 153
Débroussaillement de la ligne 154
Durée et frais d'une prospection. — Des plans de prospections 155
2° Sondage à la tige 156
De l'emploi des sondes à tiges 159
Sondages à contre-versant 159
Sondages américains. — Sonde Keystone 159
Sondage avec noria 161
Sondages pour dragages aurifères 161
Principe de la méthode. — Rapport caractéristique 162
Modèle de carnet de sondage 165
Tempérament des alluvions 166
Réseau primaire. — Réseau complémentaire. — Emploi des courbes isofrancs. 167
Coefficient de sécurité 168
1° Foisonnement 168
2° Pertes d'or dans le cubage 170

CHAPITRE III

Méthodes d'exploitation des alluvions aurifères

PREMIÈRE CLASSE. — *Lavoirs mobiles* 171
a) Chantier à bras avec lavoir mobile 171
Longueur des sluices 172
Pente des sluices. — Débourbage 173
Amélioration à introduire 175

Pages
1° Amélioration du débourbage 176
2° Séparation automatique des gros cailloux 176
Emploi des rifles en bois 176
Emploi des rifles à losanges en fer. — Organisation du travail 178
Exécution des travaux préparatoires. — Construction des barrages 179
Du canal d'amenée 180
Barrages sibériens 181
Détournement des rivières 182
Du décapelage 187
Organisation d'un chantier de lavage 189
Emploi du mercure. — Récolte de l'or 191
Conduite du chantier. — Assèchement des excavations 193
Chantier chinois. — Travaux sur pente 195
Travaux en plaine 196
Placer Malaya Zolotaya Riéka 197
Méthode sarte pour l'exploitation des sables aurifères 200
I. — Travaux à ciel ouvert 200
A. — Avec écoulement à ciel ouvert 201
B. — Avec écoulement ménagé par les ouvriers 201
II. — Travaux souterrains 203
Teneur limite 205
b) Dragues à or 207
Généralités 207
Historique. — Dragues à bras 208
Drague de prospection, système Levat 212
Dragues actionnées par roues pendantes 214
Dragues à vapeur 214
Emploi d'élévateurs pour les tailings 215
Dragues électriques 216
Étude générale des organes d'une drague à or 217
I. — Construction de la coque 217
II. — Extraction de l'alluvion 219
Dragues dites « Steam Shovels ». — Dragues suceuses 220
Dragues à godets 221
Contenance des godets 222
III. — Classement et lavage 222
Trommel débourbeur 223
Débourbeur plein 224
Quantité d'eau nécessaire 225
IV. — Evacuation des tailings 225
Forme des godets. — Transporteur à courroie 228
Battoir centrifuge système Peck 230
Dragues fluviales 230
V. — Evacuation des stériles à part de l'alluvion 230
VI. — Séparation de l'or 232
Rifles et under-currents 234
VII. — Manœuvre et papillonnage 237
Papillonnage sur un point fixe 237
VIII. — Machinerie. — Machine motrice principale 240
Pompe centrifuge 240
Treuil de manœuvre. — Pompe de compression 243
Application de l'électricité au dragage 243
Alimentation par condensation 244
IX. — Des chaudières. — Grilles pour chauffage au bois 244
Prix de revient du dragage. — Personnel nécessaire 245

Pages.
Prix de revient du dragage aux Etats-Unis ... 247
Dragages à Oroville ... 248
Prix de revient du dragage ... 251
Drague de la rivière Yuba. — Drague Kankakee ... 254
Prix d'une drague à or ... 254
Prix de revient du dragage en Nouvelle-Zélande ... 255
Dividendes payés par diverses compagnies de dragage en 1900 ... 256
Tableau des dividendes distribués en 1903 ... 256
Rendement des dragues à or (Avril 1904) ... 259
Limite d'exploitabilité par dragage ... 262
Dragage des alluvions agglomérées ... 262
c) *Emploi d'excavateurs avec renvoi des stériles dans la fouille* ... 264
Choix du type d'excavateur ... 265
Installation d'un chantier en butte ... 266
Mode de travail ... 269
Rendement ... 270
Installation d'un chantier en vallée ... 270
Excavateurs à élinde articulée ... 271
Organisation d'un chantier en vallée. — Débourbage. — Lavage ... 275
Evacuation des résidus. — Débit ... 277
Machines. — Poids. — Attaque du terrain ... 278
Prix de revient ... 279
d) *Appareils mécaniques divers* ... 279
Laveur Bazin ... 279
Description du laveur-amalgamateur Bazin ... 280
Marche de l'appareil. — Résultats ... 281
Sluices-boxes système Félix François ... 282
Débourbeurs. — Chicanes ... 283
Encombrement. — Classeurs ... 284
Concentrateurs. — Oscillations. — Clean up ou nettoyage ... 286
Conclusions ... 288
DEUXIÈME CLASSE. — *Lavoirs fixes* ... 288
a) *Méthode sibérienne* ... 288
Organisation des affaires aurifères sibériennes ... 289
Conséquence du système ... 293
Gaspillage des placers. — Lit majeur. — Lit mineur ... 294
Travaux des staratiélis ... 295

I. — RÉGION DE L'OURAL

Lavoir à sluice sibérien ... 296
Sluice principal ... 297
Sluices secondaires ... 299
Mode de travail. — Traitement du schlich gris ... 300
Lavoir avec trommel ... 301
Mode de travail ... 303
Lavoir à cuve (Tchachka). — Mode de travail ... 304
Cuve de Miasse. — Mode de travail ... 307

II. — DISTRICTS DE LA SIBÉRIE ORIENTALE ET DE LA LÉNA

Appareils de lavage employés. — Trommel débourbeur ... 309
Grands lavoirs. — Elévation des matières à laver ... 310
I. — Chantier avec guide-rope ... 312
Abatage et chargement aux tailles ... 312

Pages.

II. — Chantier avec tarataikas 314
Comparaison des deux systèmes 315
Guide-rope de la Verkné Amoursky C° 315
Type de wagons employés 316
Accrocheurs, décrocheurs, etc 317
Petites exploitations à la tchachka 318
Grand chantier à ciel ouvert 321
Lavoir n° 3 de la Daourskaya 322
Emploi de l'excavateur sur le placer Malamalsky 323
Prix de revient de l'abatage avec l'excavateur 327
Choix d'un excavateur 328
Lavoir du placer Dajdlivoni 329
Pente et dimensions des sluices 330
b) — *Exploitation par la méthode hydraulique.* — Historique 332
Méthode hydraulique au Cap Nome 339
Aperçu de la méthode 340
Travaux préparatoires. — Barrages 343
Conduite des eaux 347
Prix de revient des principaux canaux de la Californie 351
Construction du flume de la C° Melones 351
Dimensions, longrines, tablier 353
Mesurage et vente de l'eau 356
Distribution de l'eau sur les travaux 358
Ajutages et monitors 360
Joint articulé. — Little giant 361
Evacuation des débris et amalgamation de l'or 362
Erection des sluices 366
Under-currents ou courants dérivés 368
Drop-box. — Grizzly 371
Sluice de décharge (tail sluices) 375
Mode de travail. — Attaque des bancs de gravier 375
Conduite des opérations de lavage et d'amalgamation 377
Traitement de l'amalgame 379
Conditions économiques du traitement hydraulique 380
Quantité d'eau employée 380
Prix de revient 381
Limite d'exploitabilité 382
Pertes en or 384
Répartition de l'or dans les diverses parties du circuit 385
Elévateurs hydrauliques 385
Principe et mode de construction 386
Etablissement et mode d'emploi des élévateurs 387
Tuyaux d'amenée. — Sluice de décharge 391
Données numériques relatives aux élévateurs 392
c) *Exploitation souterraine des graviers cimentés* (*Drift claims*) 396
Historique et principe de la méthode 396
Travaux préparatoires. — Cartes et plans 401
Prospection 402
Travaux miniers : galerie au rocher 403
Travaux d'exploitation. — Mode de travail 408
Puits intérieur. — Galerie principale 409
Galeries en travers. — Grandes tailles 410
Abatage et roulage 411
Aérage. — Matériel de mine 412
Définition du car-load 412
Lavage du gravier. — Consommation d'eau 413

Pages.
Récolte de l'or 415
Décharge des tailings 415
Conditions économiques du travail des mines de gravier 416
Richesse des chenaux 418
Limite d'exploitabilité 419
d) *Exploitation des alluvions gelées* 420
Phénomène du gel profond du sol 420
Durée de la période 421
Conductibilité du sol 424
Quantité de glace contenue dans les sables 425
Méthode sibérienne 427
Abatage par le feu 429
Méthode américaine. Historique 430
Le Yukon en 1904 431
Transport au Yukon. 1° Période héroïque 433
2° Période actuelle 434
3° Nouvelles voies ferrées 436
Constitution des alluvions du Klondyke 437
Limite d'exploitabilité. — Méthodes de travail 444
Dégelage au moyen des pointes 445
Extraction. — Lavage 448
Dégelage des alluvions à la surface 452
Hydraulique avec pompage des résidus 454
Principes de la législation minière au Klondyke 456
1° Certificat de franc-mineur 456
2° Claims de quartz aurifère 456
3° Claims alluvionnaires 457
4° Claims dits de découverte 458
5° Claims pour exploitation hydraulique 459
6° Dragage des rivières 459

DEUXIÈME PARTIE

FILONS

GÉNÉRALITÉS SUR LES FILONS AURIFÈRES

Classification des minerais 462
Des recherches. —Travaux de cubage 464
Échantillonnage d'une mine d'or 465
Définition du « Minerai en vue » (Ore in sight) 466
Règle de l'*Institution of Mining and Metallurgy* 472
Moulin de prospection 472
Distribution d'eau. — Plaques de cuivre. — Transmissions 473
Spécification d'un moulin de prospection 475
Force motrice. — Chaudière. — Distillation. — Rechanges 476

CHAPITRE I

Traitement du quartz aurifère avec or libre (Free Milling ores)

Définition des quartz aurifères 478
Principe et formule de traitement des quartz aurifères normaux 480
Choix de l'emplacement du moulin 480

ÉTUDE DU BROYAGE DES MINERAIS AURIFÈRES

Pages.

I. — *Concasseurs* 484
Gyratory crushers 485
Concasseur Blake 487
Concasseur Dodge 490
Concasseur Bartsch 492
II. — *Appareils de broyage et d'amalgamation* 494
Notions sur le tamisage. — Définition de la maille 494
Jauge de Paris 1857. — Jauge Mouchel. — Jauge Carcasse 495
Indication du nombre des mailles au centimètre carré 497
Grandeur des mailles évaluées en millimètres 498
Classification des appareils de broyage 500
a). — *Appareils agissant par le choc* 502
Stamp mill ou batterie de bocards 502
Bocards, 503. — Fondations, 506. — Bâti, 508. — Mortiers, 509. — Usure des dés et des sabots, 515. — Tamis, 519. — Pilon, 520. — Tige, 520. — Tête, 520. — Sabot, 521. — Mentonnet (tappet), 522. — Guides, 523. — Cames, 524. — Mode de fixation, 525. — Came Blanton, 526. — Came « New Blanton » 526
Appareils d'amalgamation 523
Plaques d'amalgamation intérieures 528
Plaques d'amalgamation extérieures. — Distribution d'eau 529
Conditions du travail dans le moulin à or 530
Concassage, 530. — Alimentation de la batterie, 530. — Challenge ore feeder, 531. — Mise en marche des pilons, 532. — Introduction de l'eau dans la batterie, 532. — Introduction du mercure, 532. — Fonctionnement des plaques d'amalgamation, 533. — Nettoyage général, 535. — Traitement de l'amalgame 537
Observations générales sur le travail des moulins à or 539
Usure et accidents 539
Influence de divers dispositifs sur le débit des moulins 540
Causes de pertes 541
b). — *Appareils travaillant par écrasement* 542
Moulin chilien 542
Cylindres broyeurs. — Cylindres de Krom 544
Avantages spéciaux des cylindres de Krom 548
Mode de travail 548
Comparaison du travail des cylindres et des bocards 550
Cylindres broyeurs à grande vitesse 552
Cylindres broyeurs oscillants Humboldt 554
Bagues. — Distributeur. — Appareil de rodage 555
Cylindres Sturtevant 556
c). — *Moulins à boulets* 558
Broyeur à boulets Humboldt 558
Description. — Détails de construction 560
Broyeur Héberlé 562
Moulin à boulets Ferraris 562
Comparaison des moulins à boulets et des broyeurs à cylindres 564
Moulin à boulets Dana 567
III. — *Appareils finisseurs* 568
a). — Finisseurs à force centrifuge 570
Moulin Huntington. — Mode de travail 570
Broyeur à pendules. — Fonctionnement 573
Tube-mill. — Historique 575
Fonctionnement de l'appareil 579
Mode de travail. — Vitesse de rotation 580
Développement de l'emploi des tube-mills 582

Pages.
Double broyage au tube Davidsen à El Oro..... 583
Double broyage en Australie. — Prix de revient..... 585

CONCENTRATION

But de la concentration..... 586
Classification des concentrateurs..... 588

PREMIÈRE CATÉGORIE. — *Appareils à secousses latérales*

Frue-Vanner. — Marche de l'appareil..... 591
Concentrateur de Gilpin County. — Conditions économiques..... 594
Table de Stein..... 598
Table Barstch..... 598
Concentrateur Hendy..... 600
Concentrateur Embrey..... 601
Table de Willey. — Description de la table. — Mode de travail..... 601
Remarques générales relatives à l'emploi des concentrateurs..... 606
Définitions des slimes..... 608

DEUXIÈME CATÉGORIE. — *Appareils à distribution circulaire*

Round Buddle..... 609
Table de Linkenbach..... 610
Table Humboldt..... 611
Table tournante système Lenicque..... 612

CLASSIFICATION

Classificateurs hydrauliques. — Spitzkasten..... 615
Hydroclasseurs..... 617

ORGANISATION D'UN MOULIN TRAITANT DU QUARTZ A OR LIBRE

Alimentation d'eau, 619. — Poids des pilons, 619. — Concasseur, 619. — Force motrice nécessaire, 620. — Moteurs électriques, 620. — Amalgamation, 621. — Slimes, 621. — Perte de mercure, 621. — Lingots, 623. — Personnel, 625. — Frais de premier établissement, 626. — Coût du traitement, 628. — Prix de revient... 629

CHAPITRE II

Traitement des quartz contenant de l'or non amalgamable (Refractory ores)

Généralités. — Causes de pertes..... 630
Classification des méthodes..... 638

ÉTUDE DE LA CHLORURATION

Historique..... 638
Procédé Mears..... 639
Procédé Thies..... 640
Procédé Suédois ou Munktell..... 640
Procédé Newbery Vautin..... 641
Procédé actuel de chloruration de Mount Morgan..... 641
Grillage chlorurant..... 643

Pages.
Importance de la chloruration 643
Grillage des minerais 643
Exposé de la méthode : 1° Prise d'essai, 646. — 2° Mélange des minerais, 646. — 3° Broyage fin, 646. — 4° Grillage et refroidissement, 647. — 5° Chloruration dans les barils, 649. — 6° Précipitation, 651. — 7° Concentration des tailings, 653. — Prix de revient de ces opérations, 654. — Résumé 654

ÉTUDE DE LA CYANURATION

Historique 655
Recherches au laboratoire 656
Essai d'un minerai à cyanurer 657
Essai des solutions cyanurées par la liqueur titrée de nitrate d'argent 659
Essai en présence du zinc 660
Essai des tailings 661
Determination de l'acidité 662
Essai rapide de l'or dans les solutions cyanurées 663
Classification des méthodes 663
A). — Méthode du Transvaal 664
1° Broyage et amalgamation au moulin californien au tamis 26-mesh. — 2° Deuxième broyage au tube-mill. — 3° Classification hydraulique et lixiviation des sables bruts. — 4° Traitement des slimes par décantation. — 5° Précipitation de l'or au sein de solutions extrêmement diluées 668
B). — Méthode Américaine 668
Première variante : Broyage à sec, sans grillage 668
Deuxième variante : Broyage et grillage avant dissolution par la solution cyanurée. — Hydroclasseurs. — Traitement séparé des sables et des slimes. 670
C). — Méthode Australienne 670
Broyage à sec. — Grillage de la totalité du minerai. — Cyanuration, en liqueur concentrée, dans des pans. — Filtres-presses. — Cyanuration avec solutions faibles dans des cuves avec agitation 675
Bromo-cyanuration (Procédé Diehl) 675
Etude détaillée des opérations et des appareils de cyanuration 676
1° Transport et élévation des matières 676
Transporteurs à sec, 677. — Elévateurs Anker, 677. — Transporteurs horizontaux ou inclinés, 677. — Transporteurs-trembleurs, 678. — Transporteurs pour pulpes humides, 681. — Grandes roues à augets, 682. — Sluices pour la vidange 683
2° Cuves de cyanuration 683
Cuves en bois. — Cerclage 684
Cuves en fer 686
Distributeurs. — Distributeur Butter et Meind 687
Modes de remplissage 688
3° Précipitation par le zinc 688
Longueur des caisses, 689. — Tableau des dimensions usuelles 690
4° Filtres-presses 690
Tableau des dimensions usuelles des filtres-presses 694
Procédé Hendryx 694
Consommation de zinc 696
Cause de pertes, 697. — Précipitation par le zinc en poudre, 698. — Exemples de pertes de zinc, 698. — Perte mécanique, 699. — Perte chimique, 699. — Influence du cyanure double de zinc et de potassium 702
Traitement des précipités 705
Composition des précipités 706
Classification des méthodes de traitement 707

Pages.
1° Traitement par grillage 707
2° Raffinage à l'acide 708
3° Fonte plombeuse 711
Méthode Taverner 711
Fusion au réverbère. — Coupellation du plomb d'œuvre 712
Méthode Merrill 713
Comparaison du prix de revient de ces diverses méthodes 713
4° Distillation du zinc 713
Méthodes électrolytiques 714
Procédé Siemens et Halske 714
Prix de revient 716
Procédé Pelatan Clérici 716
Rendements obtenus 718
Prix de revient 719
Conclusions 724
Traitement des minerais aurifères exceptionnels 725
Fusion directe des concentrés 725
Traitement de Zyrianowsk (Altaï du Sud, Sibérie) 728
Concentration. — Prix de revient 730
Traitement des minerais auro-antimonieux 730
Procédé Herrenschmidt 730
I. — Concentration. — Concentrés, mixtes, tailings 731
II. — Traitement des concentrés 733
Conclusions. — Prix de revient 734
Antidote pour les empoisonnements par le cyanure 735

TROISIÈME PARTIE

MONOGRAPHIES D'INSTALLATIONS TYPES

Choix des descriptions 737
I. — *Les mines de Treadwell (Ile de Douglas, Alaska)* 740
Climat, 740. — Historique, 740. — Nature du minerai, 744. — Teneur, 744. — Extraction, 744. — Développement des mines, 745. — Traitement par broyage, 746. — Concasseurs, 746. — Mortiers, 748. — Pilons, 748. — Fondations, 749. — Fondations en béton, 750. — Force motrice, 750. — Amalgamation de l'or libre, 754. — Tamis, 755. — Plaques amalgamées, 755. — Concentration, 756. — Récolte (clean-up), 757. — Main-d'œuvre, 758. — Prix de revient 758
II. — *Cyanuration à la Homestake Mg. C°* 760
Historique, 760. — Nature du minerai, 760. — Méthode de traitement, 761. — Prix de revient du moulin, 762. — Classification, 762. — Cyanuration, 763. — Précipitation, 766. — Traitement des précipités, 768. — Capacité de production, 770. — Prix de revient 770
III. — *La cyanuration à Maitland (South Dakota)* 772
Composition des minerais, 772. — Broyage, 774. — Pilons, 777. — Cyanuration, 778. — Concentration, 779. — Traitement des sables, 781. — Traitement des slimes, 782. — Solution de batterie, 784. — Précipitation, 785. — Nettoyage des boîtes à zinc, 785. — Consommation de cyanure, 785. — Prix de revient, 786. — Main-d'œuvre 788

Pages.

IV. — *La mine de Camp Bird (Colorado)* 789
Concassage, 789. — Moulin, 789. — Plaques d'amalgamation, 791. — Récolte et nettoyage du mercure, 792. — Traitement de la pulpe, 792. — Concentration, 793. — Séchage, 793. — Analyse moyenne des concentrés, 794. — Force motrice, 794. — Prix de revient, 794. — Cyanuration, 795. — Description générale, 795. — Marche de la cyanuration, 797. — Précipitation dans les caisses à zinc, 799. — Récolte et raffinage de l'or 800

V. — *La chloruration dans la Caroline du Sud* 802
Chloruration des minerais pauvres, 802. — Procédé Thies à la mine Phénix, 802. — Grillage, 802. — Chloruration au baril, 803. — Prix de revient 804

VI. — *La chloruration à Cripple Creek* 805
Comparaison de la chloruration et de la cyanuration sur les minerais de Cripple Creek, 805. — Production électrolytique du chlore 811

VII. — *Décantation à la mine Crown Deep (Transvaal)* 814
Addition de la chaux, 814. — Marche des opérations, 814. — Cyanuration, 817. — Prix de revient du procédé de décantation dans le traitement des slimes du Rand, 818. — Bénéfice du traitement des slimes à 2 dwts (3 grammes) à la tonne, 822. — Conclusions 823

VIII. — *Grillage et broyage à sec à Kalgoorlie* 825
Composition chimique du mirerai, 825. — Four de grillage Merton, 826. — Prix du grillage, 828. — Broyage à sec, 829. — Comparaison des moulins à boulets et des Griffin 829

IX. — *Broyage à sec aux mines d'Hauraki (Nouvelle-Zélande)* 834
Comparaison du broyage à sec et du broyage avec courant d'eau 836

X. — *La bromo-cyanuration à la mine Hannan's Star* 838
Nature des minerais, 838. — Main-d'œuvre, 840. — Consommation d'eau, 841. — Coefficient d'extraction, 841. — Dépenses de produits chimiques, 841. — Prix de revient 841

Revue de la production mondiale de l'or en 1904 .....
Statistique des années 1903 et 1904, 844. — Etats-Unis, 845. — Australie, 848. — Transvaal, 849. — Broyages du 1er trimestre de 1905 850
Production du Transvaal depuis la fin de la guerre, 851. — Consolidated Goldfields of South Africa Ltd 852

XI. — *Durée probable des mines d'or du Transvaal* .....
Des filiales, 858. — Amalgamation des « Deep Levels », 859. — Avantages des puits communs, 859. — Coût du fonçage des puits à la Robinson Deep, 861. *Nombre des claims par puits et nombre des pilons par claims dans les principales mines Deep-Levels* 863
Rhodesia, 863. — Russie, 864. — Canada, 864. — Mexique, 865. — Guyane Française, 865. — Egypte, 865. — Divers 866

XII. — *Revue des plus grandes mines d'or du monde entier* 867
Etats-Unis, 867. — Australie Occidentale, 868. — Nouvelle Zélande, 869. — Indes-Anglaises, 869. — Transvaal 869

Conclusions 871

Tables de transformation métrique des poids anglais et russes pour métaux précieux. 879

Index alphabétique 881

L'INDUSTRIE AURIFÈRE

INTRODUCTION

CONSIDÉRATIONS SUR LES MINES D'OR EN GÉNÉRAL

L'industrie aurifère a pris, dans les dix dernières années du XIXe siècle, un développement si rapide et si considérable qu'il est impossible de lui attribuer comme cause une raison d'engouement passager des marchés financiers. Par l'importance des capitaux engagés, par l'intensité des efforts humains déployés, par l'ingéniosité des moyens de recherche et d'extraction du précieux métal, l'ère des mines d'or restera comparable, dans le cycle du développement des grandes industries, à celle des chemins de fer et de la métallurgie de l'acier qui l'ont précédée.

De tout temps les mines d'or ont vivement frappé l'imagination des peuples, et l'histoire des périodes les plus reculées de l'humanité a porté jusqu'à nous le souvenir des prospecteurs fameux et des eldorados successifs avec leurs miroitantes richesses. Même dans les temps modernes il reste, dans la plupart des esprits, cette croyance enracinée à une sorte de propriété mystérieuse des mines d'or, corrélative à des bénéfices aussi rapides que fabuleux. Il suffit de présenter dans une vitrine quelques belles pépites ou des échantillons de quartz farcis d'or libre — des échantillons « d'actionnaires » — comme disent les gens du métier, pour voir aussitôt accourir la foule, contemplant d'œil avide cette richesse accumulée,

sans que personne ne songe à savoir ce qu'elle a coûté à produire. C'est sur cette observation que se basent les innombrables créations d'affaires aurifères fictives, qui trouvent toujours des actionnaires, malgré les désastres répétés et les avertissements de l'expérience.

Ces abus ont un double inconvénient : ils détournent les capitaux sérieux de ce genre d'affaires, en les englobant toutes dans une même défiance, et ils les font refluer vers les emplois dits : « de tout repos » par l'intermédiaire de la vaste organisation des Établissements de Crédit qui couvre tout notre pays.

Modifier cet état d'esprit du public français est une entreprise vaine, tant qu'on n'aura pas changé la croyance enracinée que les mines d'or sont une industrie à part, qui offre, par son essence même, des risques d'insuccès beaucoup plus grands que toute autre entreprise minière et qu'on doit considérer, en somme, toute participation à ce genre d'industrie comme un billet de loterie.

Pour atteindre ce but, il est indispensable de dissiper l'ignorance où se trouvent la plupart des Français, des plus élémentaires principes qui régissent les mines d'or. Il faut donc, dans un ouvrage comme celui que je présente ici, élargir le cadre qui avait suffi jusqu'ici à ce genre de traités, écrits uniquement pour un public de spécialistes. Un ouvrage sur l'industrie aurifère ne peut plus, de nos jours, se contenter d'être un simple exposé didactique, plus ou moins complet, des divers procédés d'extraction de l'or, avec monographies des meilleures installations à titres d'exemples : il faut indiquer au public comment se créent les affaires aurifères, quelles sont les dépenses à prévoir pour installer tels et tels procédés de traitement et quels sont les prix de revient de ces procédés. En un mot, il faut lui apprendre à juger par lui-même. On arrivera ainsi à le convaincre que les mines d'or sont, comme toutes les autres, sujettes aux aléas inséparables de toute affaire industrielle, mais que ces aléas peuvent être estimés, jugés à leur réelle valeur et comparés aux bénéfices normaux qu'on doit et qu'on peut exiger des affaires minières en général.

Je chercherai donc, dans le corps de cet ouvrage, à insister sur le côté pratique et économique des exploitations d'or, sur le prix de revient des installations nécessaires dans les divers cas qui se présentent et surtout sur les frais de production de l'or dans les méthodes passées en revue.

DÉVELOPPEMENT DE LA PRODUCTION DE L'OR

Je donne ci-dessous (*fig.* 1) un diagramme de la production de l'or dans les trente années précédant 1905, en me bornant aux six principaux producteurs : Australie, États-Unis d'Amérique, Transvaal, Russie, Canada et Mexique.

Ce tableau montre immédiatement deux périodes bien distinctes :

PRODUCTION DE L'OR DANS LES PRINCIPAUX PAYS
PENDANT LES 30 DERNIÈRES ANNÉES

(*Chaque carré représente une valeur de* 15 *millions de francs*)

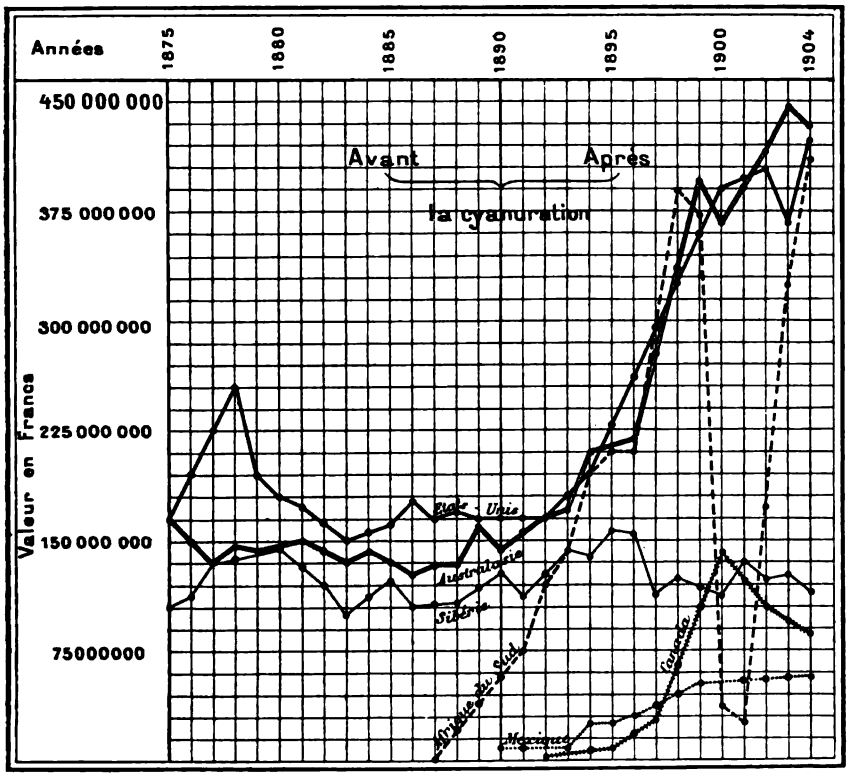


FIG. 1.

Première période. — De 1875 à 1889, la production mondiale de l'or est restée à peu près stationnaire, aux environs de 480 millions de francs par an, avec un maximum, en 1878, année dont la production a été de 639 millions de francs (185.847 kilogrammes), et un minimum de 411 millions de francs, en 1883 (119.600 kilogrammes).

Deuxième période. — En 1890, grâce à l'appoint naissant du Transvaal, la production atteignait 181.256 kilogrammes valant 623 millions de francs et partait de là pour monter, par une course rapide, atteignant pendant l'année 1899, le chiffre de 468.695 kilogrammes, représentant une valeur de 1.612 millions, apogée de la production, que la guerre du Transvaal a subitement réduit, pendant les deux années 1900 et 1901, dans des proportions considérables. Les trois grands pays producteurs se sont successivement dépassés en tête du diagramme dans les années 1898 (Transvaal), 1899 (Australasie) et 1900 (États-Unis); puis l'Australie a repris la tête, en attendant que la reconstitution des affaires dans le Sud-Africain rende à ce grand pays producteur sa place en tête de liste. En comparant les années 1890 et 1899, on constate en neuf années un accroissement de production de plus de 150 0/0, qui constitue un exemple unique dans le pouvoir multiplicateur de richesses mises annuellement en circulation sur le globe par les efforts humains.

Ce tableau montre clairement la cause du phénomène. Tandis que la Russie, pays à placers, reste stationnaire, n'entrant que timidement dans la voie du progrès et des procédés modernes de traitement des quartz, les pays à civilisation anglo-saxonne appliquent rapidement les procédés de chloruration et de cyanuration, qui se traduisent pour le Transvaal, les États-Unis et l'Australasie par des lignes ascensionnelles se rapprochant de la verticale.

L'influence temporaire de la guerre contre les Boers, est aussi bien visible sur la courbe du Transvaal ; le rétablissement de la production a d'ailleurs été aussi rapide que sa chute.

Je donne en regard (*fig.* 2) le diagramme de la production de l'argent dans le monde entier pendant la même période, avec la courbe du prix de vente de ce métal pendant les trente dernières années.

Le contraste est frappant.

Il démontre d'une façon irréfutable que l'*argent n'est plus et ne ne peut plus être* un *étalon monétaire.*

Son prix baisse en même temps que sa production diminue, sans égard au rapport constant que les bimétallistes rêvaient de rétablir entre sa valeur et celle du seul étalon mondial, l'or.

PRODUCTION DE L'ARGENT DANS LES PRINCIPAUX PAYS
PENDANT LES 30 DERNIÈRES ANNÉES

(*Chaque carré représente une quantité de* 15.000 *kilogrammes d'argent fin*)

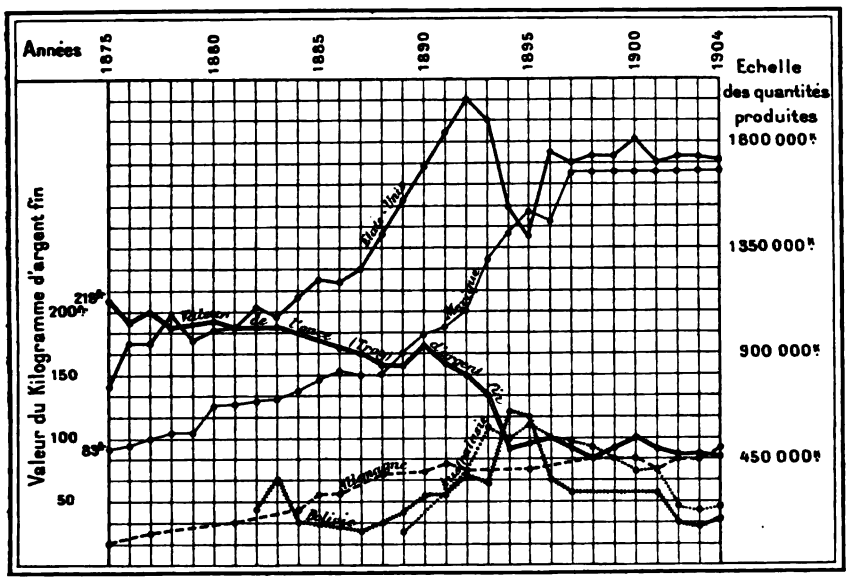


FIG. 2.

CAUSES GÉNÉRALES DE CE DÉVELOPPEMENT

Il est important d'analyser les causes qui ont amené l'industrie aurifère à occuper, dans l'échelle des productions minérales du globe, une place aussi prépondérante. Sauf le fer, sous ses deux formes de fonte et d'acier, et la houille, ressort fondamental de toutes nos industries, l'or vient au premier rang comme valeur totale de la production annuelle des métaux utiles. Le cuivre ne le

suit que de loin, avec une production mondiale de 550.000 tonnes environ, valant 800 millions de francs : l'argent n'atteint pas 450 millions, les autres métaux beaucoup moins encore.

L'or jouit, en outre, de ce pouvoir qui lui est propre, à savoir qu'il est l'étalon, la commune mesure de la valeur des autres produits et qu'il est le signe représentatif, universellement accepté, de la richesse, de sorte que sa diffusion entraîne, par cela même, une plus active circulation et un accroissement de la capacité de production des pays qui le détiennent.

Augmentation du nombre des pays aurifères. — Aussi voyons-nous tous les pays producteurs d'or prendre, grâce à cette industrie, un essor rapide, et comme, d'autre part, ces pays sont tous des contrées nouvellement ouvertes à l'activité humaine, il en résulte que l'expansion coloniale qui a marqué la fin du siècle dernier est devenue synonyme de développement aurifère.

Les Anglo-Saxons, établis depuis longtemps dans la plupart des pays neufs aurifères, étaient donc appelés à bénéficier les premiers de cette corrélation. Elle les a puissamment aidés à faire prédominer dans le monde leurs méthodes de travail et leurs procédés de traitement, pour lesquels nous sommes encore leurs tributaires. Les bénéfices réalisés ont attiré les capitaux vers ces emplois exotiques et ont popularisé ce genre d'affaires dans toutes les couches sociales de ces pays. L'expatriation semble dès lors aussi naturelle à ces peuples qu'elle a semblé, jusqu'à ces derniers temps, extraordinaire, insupportable même à nos nationaux. Indépendamment de cette disposition traditionnelle à la recherche de la fortune en pays lointains, l'Anglo-Saxon qui s'y résout est assuré de trouver dans les pays neufs occupés par sa race : ses lois, ses mœurs, son mode d'alimentation, son génie en un mot, ce qui adoucit pour lui le changement.

Ainsi envisagée, l'industrie aurifère constitue pour un peuple un puissant levier d'expansion et de domination, et c'est ce qui explique l'intérêt primordial qu'y attachent ses classes dirigeantes.

Les exemples abondent qui démontrent la corrélation intime qui existe entre les mines d'or et la puissance d'expansion coloniale des Anglo-Saxons. La Californie au milieu du siècle dernier, et plus récemment, l'Australie, le Transvaal, le Canada, le Klondyke sont des exemples classiques connus de tout le monde. Dans tous ces

Fig. 3. — La nuit, au Transvaal.

pays, c'est la découverte et l'exploitation de l'or qui ont été le signal du développement merveilleux qui les caractérisent (*fig.* 3).

Nous avons, à ce point de vue, beaucoup à apprendre de nos voisins, maintenant que nous possédons un domaine colonial qui présente, sur plusieurs points, des signes de richesses aurifères indubitables. Qu'il s'agisse de notre domaine Indo-Chinois, de Madagascar, de nos possessions continentales de l'Afrique Occidentale ou de la Guyane, partout nous trouvons les promesses d'un développement aurifère certain, pour lequel il importe de profiter des enseignements et des méthodes de nos prédécesseurs dans ce genre d'industrie.

Je n'ignore pas qu'il y a eu, à ce point de vue, de réels progrès réalisés dans notre pays depuis quelques années et que les Coloniaux, aussi bien que ceux qui cherchent leur place au soleil au delà de nos frontières, ne sont plus comme auparavant entourés d'une suspicion que légitimait la valeur morale de nos anciens Français destinés à l'exportation. Nous avons cependant bien du chemin à faire pour prendre, dans cet ordre d'idées, la situation à laquelle nous pouvons aspirer et à laquelle nous avons tout droit de prétendre. Nous sommes en mesure — et je parle ici avec mon expérience personnelle — de nous mesurer avec avantage, tant au point de vue de la valeur technique de nos ingénieurs que par notre esprit d'initiative et de méthode, contre n'importe lequel de nos concurrents, et nous en donnons journellement des preuves par les progrès de notre domaine colonial, malheureusement trop ignorés de notre grand public; or, sans son concours pécuniaire et moral, tous nos efforts resteraient vains. A ce point de vue encore, il faut que le temps fasse son œuvre; mais il convient d'abréger le plus possible cette période d'initiation, en vertu de cet adage « times is money », qui devient de jour en jour plus pressant et plus vrai.

C'est dans ce but, à la fois de vulgarisation technique et de renseignements précis, que j'ai écrit cet ouvrage ; mais, avant d'entrer dans le vif du sujet, il importe de passer rapidement en revue ce que j'appellerai les *caractéristiques de l'industrie aurifère*, c'est-à-dire l'ensemble des raisons qui en font une industrie particulièrement attachante dans les pays neufs et inséparable de leur développement. Ce n'est pas uniquement sur les bénéfices que peut donner l'exploitation de l'or, qu'il faut se baser, mais il faut tenir compte

aussi de l'attention publique qu'elle appelle sur les régions qui en sont le théâtre, du développement rapide des voies de communication qu'elle réclame impérieusement et dont bénéficient aussitôt les autres industries extractives qui peuvent se créer dans ces pays. Ces industries, livrées à leurs propres forces, auraient été inhabiles ou insuffisantes pour provoquer de tels changements et appeler de tels capitaux avec une pareille rapidité.

CARACTÉRISTIQUES ESSENTIELLES DES EXPLOITATIONS D'OR

Une des caractéristiques essentielles des exploitations aurifères, c'est la possibilité de les entreprendre dans des pays *complètement dépourvus de routes*. Il est bien certain qu'une exploitation aurifère intensive appelle immédiatement la création d'un chemin de fer permettant de communiquer avec les bases de ravitaillements; mais les débuts de cette industrie et surtout la période dans laquelle on exploite de préférence les alluvions, peuvent être profitablement tentés dans des pays où le manque de voies de communication interdit tout espèce d'autre organisation minière permanente.

Il en résulte que, même les pays considérés jusqu'ici comme tout à fait impénétrables, l'Afrique Centrale par exemple, ou les déserts glacés de la Sibérie et du Klondyke, sont dès à présent le théâtre d'exploitations aurifères, grâce aux hardis pionniers que la soif de l'or attire dans ces contrées (*fig.* 4).

Dans cet ordre d'idées, les races anglo-saxonnes, grâce à leur initiative, à leur énergie morale, à l'appui que leur donnent les pouvoirs publics et grâce aussi à la volonté qui les caractérise, ont pris largement les devants. C'est à cette circonstance, je le répète, qu'est due la prépondérance prise par ces peuples dans l'industrie mondiale aurifère. La répercussion de ce mouvement s'est immédiatement fait sentir sur le personnel et sur les employés de ce genre d'affaires, et ce n'est que récemment que les Allemands et nous-mêmes sommes entrés timidement dans cette voie. Pendant de nombreuses années, nous avons été obligatoirement les tributaires de l'Angleterre et de l'Amérique pour tout ce qui concerne l'installation, l'aménagement et même l'exploitation des mines d'or, et il suffit de voir la place occupée par les annonces

Fig. 4. — Au Klondyke : Dawson City : 65° de latitude Nord.

réservées au matériel pour mines d'or dans les journaux techniques américains et anglais pour comprendre l'immense intérêt et la part prépondérante de ces industries dans le mouvement minier moderne de ces pays.

Il en est résulté aussi une avance considérable prise par les constructeurs américains et anglais dans la fabrication et le perfectionnement des appareils destinés au traitement des minerais aurifères alors que, en ce qui concerne la France, nous n'avons encore aucune maison de construction sérieuse qui se soit adonnée à ce genre de fabrication.

En Allemagne, on a commencé à se libérer de l'obligation d'avoir recours aux étrangers, et des maisons de premier ordre, notamment les usines bien connues *Humboldt*, à *Kalt*, près *Cologne*, arrivent à fabriquer couramment un matériel irréprochable qui concurrence avantageusement, comme prix et comme qualité, les meilleures marques anglo-américaines.

L'importante maison *Fraser et Chalmers*, connue du monde entier, établie antérieurement à *Chicago*, est venue depuis quelques années se fixer à *Londres :* 3, *London Wall Buildings*, d'où elle rayonne sur notre pays.

Ces grandes maisons de construction ont à Paris, comme agents pour les représenter, des ingénieurs de mérite très au courant de leur partie, qui ne laissent pas échapper les affaires.

Pendant ce temps, les constructeurs français qui seraient en mesure de créer chez nous cette industrie, s'abstiennent, en donnant comme excuse la perpétuelle objection des retardataires : le manque de débouchés et de clientèle pour des fournitures de ce genre, de sorte qu'on tourne dans un cercle vicieux dont on ne sortira qu'en développant dans notre pays les idées d'expansion et d'initiative qui y sont encore malheureusement trop rares.

Mode de création des affaires aurifères. — La manière d'envisager la création des affaires d'or entre aussi pour une part importante dans le marasme relatif où nous nous trouvons par rapport aux Américains et aux Anglais. Ces derniers notamment disposent de moyens d'organisation financière, de leurs affaires aurifères, qui nous sont interdits. Ils peuvent d'abord, même pour des sociétés à très gros capital, créer des actions de £. 1, ce qui permet aux plus

petites bourses de prendre part aux chances des affaires créées; ensuite, le capital argent nécessaire, ce qu'on appelle le *working capital*, n'a pas besoin d'être souscrit en totalité pour que l'affaire puisse être régulièrement constituée. On peut laisser à la souche un nombre plus ou moins grand d'actions à souscrire qui servent de réserve éventuelle et qu'on vend, suivant les circonstances et suivant le crédit qu'inspire l'affaire, au mieux des intérêts sociaux. Point n'est besoin pour cela de transformer la société, ou de créer des actions de priorité, ou d'adopter telles autres mesures qui, en outre qu'elles entraînent des frais considérables, sont beaucoup plus onéreuses pour le capital déjà engagé.

Avec notre organisation française, les débuts sont grevés par les énormes frais de constitution, actes notariés, enregistrement, timbre, droits multiples sur le capital constitué, qui absorbent une part importante de l'argent, réuni parfois à grand'peine et qui constitue le gage de la réussite. La grande difficulté dans les affaires c'est le point de départ, c'est la mise en marche, c'est la création de l'habitude. Qu'une société, une fois constituée, soit astreinte à des formalités nombreuses, à des règles sévères, pour contrôler son fonctionnement, et assurer des garanties aux porteurs d'actions, rien de mieux. Sur ce chapitre, on ne sera jamais trop rigoureux et, jusqu'en 1900, c'était un des vices de la législation anglaise d'avoir été trop libérale à cet égard. Le « Companies Act » de 1900 a introduit dans la Loi anglaise sur les Sociétés la plupart des garanties qui peuvent et qui doivent être raisonnablement exigées, mais il a laissé intact le principe de liberté, qui seul peut favoriser l'initiative en affaires pour ce qui regarde la constitution, la mise au monde des sociétés.

Cette mise au monde est, en effet, des plus simples. On sait qu'en France la Loi de 1867 exige, pour qu'une société soit régulièrement constituée, la souscription totale du capital social et le versement par les premiers souscripteurs du quart au moins du capital social. Rien de ces obligations dans la loi anglaise. Pour qu'une société anonyme, en Angleterre, soit valablement constituée, il suffit que sept personnes, qui peuvent être des étrangers, soient d'accord pour apposer leur signature au bas d'un acte dit « Memorandum of Association », c'est-à-dire les « statuts » de la future société, et qu'elles s'engagent à souscrire chacune au moins une action. Le

secrétaire de la société, désigné dans les statuts, signe, de son côté, une déclaration statutaire « statutary declaration », attestant que toutes les prescriptions légales ont été observées. Le Memorandum et la déclaration sont déposés au bureau spécial de l'enregistrement des sociétés, qui ne fonctionne régulièrement qu'à Londres, Dublin et Édimbourg, — ceci dit pour les sociétés qui se font enregistrer dans les îles anglaises de la Manche.

Un reçu du dépôt de ces pièces est donné au secrétaire, et la société est déclarée constituée. C'est-à-dire qu'avec un premier capital, qui peut être de 7 livres, soit 175 francs, puisqu'il suffit que chacun des sept fondateurs souscrive une action et que les actions peuvent être de 1 livre sterling, la société peut, légalement, même si elle a été constituée au capital de 1.000, 10.000 ou 100.000 livres sterling, procéder, sans autre formalité, à la vente de ses actions. Avant la Loi de 1900, la société, ainsi constituée, avait même le droit de se livrer à toutes les autres opérations sociales. Il y avait naturellement des abus. La loi de 1900 y a remédié en subordonnant l'exercice des droits, autres que celui de la vente des actions, à la délivrance, par le bureau de l'enregistrement des sociétés, d'un second certificat, constatant que toutes les actions offertes au public ont été souscrites et libérées dans la proportion indiquée dans les statuts.

On comprend que, dans ces conditions, de nombreux Français n'hésitent pas à donner la préférence à la forme anglaise, malgré l'obligation du siège social à Londres, surtout pour la constitution de sociétés à capital élevé. Car il est très difficile de réunir des souscriptions pour le capital total d'une société qui n'est qu'*en formation*, alors qu'il est relativement facile, avec de la publicité, de faire souscrire des actions d'une *société constituée*.

Ce système prête évidemment davantage à la spéculation que le nôtre, mais il faut bien reconnaître que la nature même des industries aurifères, la facilité avec laquelle se réalise le métal précieux retiré des minerais, la rapidité en un mot d'apparition des bénéfices sont autant d'incitants puissants pour engager le public à investir son capital dans ce genre d'affaires. Nous n'avons en France rien de comparable, et notre esprit financier, éminemment conservateur, éloigne de ce genre d'affaires l'immense majorité des petits et moyens capitalistes.

Ce n'est que dans les périodes d'inflation, époques qui reviennent périodiquement tous les huit à dix ans, où les affaires les plus notoirement mauvaises sont « flottées », à des prix fantastiques, que notre public de petits capitalistes — émerveillé des gains qu'il voit se réaliser autour de lui — se décide à aborder ce genre de placement. C'est alors que nous voyons s'écouler tous les titres gardés précieusement jusqu'alors en vue d'une vente rémunératrice et que le krach inévitable se produit. Il n'y a pas un sur mille des porteurs de ces titres qui se soit rendu compte à l'avance de la valeur intrinsèque du papier qu'on lui a écoulé; il n'a eu en vue que l'espoir d'une réalisation prompte et rapide avec une différence à empocher. Ces leçons répétées de l'expérience ont eu comme résultat, comme je le dis plus haut, de faire considérer toutes les exploitations aurifères comme un pur jeu et par conséquent d'en dégoûter toutes les personnes sérieuses. Ce n'est évidemment pas à un public de ce genre que peut s'adresser mon livre. De pareilles spéculations dépendant d'un ordre d'idées absolument étranger aux considérations relatives à la valeur intrinsèque des affaires sur lesquelles s'exerce cette sorte de jeu. Toutes les publications de la Terre seraient impuissantes à déraciner cette tendance invincible de l'esprit humain à rechercher les gros gains, acquis sans travail, en se basant uniquement sur le hasard ou sur l'habileté.

Mais ce serait déjà un résultat considérable si je pouvais arriver à faire comprendre aux gens qui raisonnent, combien la véritable industrie aurifère est étrangère à ces opérations de Bourse, qui lui portent un coup funeste et dont il importe de la dégager avec netteté.

Il ressort des explications qui précèdent que les affaires aurifères constituées sous la forme anglaise, ne doivent pas être examinées, au point de vue de leur valeur intrinsèque, de la même façon que celles constituées sous la loi française. Dans celle-ci, l'énonciation du capital social total a une signification importante, et c'est pourquoi la loi oblige à l'indiquer en même temps que le titre de la société. Il suffit, en effet, de se renseigner pour savoir si ce capital social comporte ou non des actions d'apport et, une fois le montant de ces dernières déduit, on est certain que la différence représente bien une somme effectivement versée en argent dans les caisses de la société. Il en est tout autrement dans les affaires anglaises, puisque,

indépendamment de la part du capital représentée par les actions d'apport « full paid shares », il peut y avoir dans le *subscribed capital* (actions à souscrire en argent), une partie effectivement souscrite au moment de la constitution et une autre encore attachée à la souche, qui reste à émettre. Un capital social très considérable peut donc, en réalité, ne comporter qu'une très faible proportion d'argent effectivement disponible pour les travaux.

C'est ainsi, par exemple, que les plus grandes affaires du Transvaal ont été constituées avec des proportions de « subscribed shares » effectivement libérées en argent, généralement très faibles, et, en tout cas, hors de proportion avec l'importance réelle de l'entreprise. C'est par le système des « filiales » que ces sociétés ont fait ultérieurement appel au crédit public, ce qui a eu pour résultat de morceler outre mesure les installations. On verra plus loin que la force même des choses conduit à présent toutes ces sociétés filiales, à une concentration de leurs moyens d'action pour abaisser leurs prix de revient.

Réalisation des produits. — Dans toute affaire minière, indépendamment du risque inhérent à ce genre d'industrie et tenant à l'impossibilité où nous sommes, du moins dans l'état actuel de nos connaissances, de pouvoir déterminer avec précision les quantités totales de matière utilisable qui se présentent dans les gîtes à exploiter, ainsi que la durée probable de ces exploitations, il existe un autre risque, considérable, qui tient à l'incertitude dans laquelle on se trouve pour évaluer le *prix de réalisation* des minerais retirés de la mine.

Par ces temps de *trusts* et de *cartels*, avec les nouvelles découvertes qui se font tous les jours, des métaux considérés jusqu'ici comme ayant des prix de vente presque immuables, voient leur valeur varier dans des proportions telles qu'elles mettent en péril l'existence d'exploitations minières paraissant absolument stables, ou, à l'inverse, rendent à d'autres entreprises languissantes une vitalité aussi brillante qu'éphémère. Chacun a encore présentes à l'esprit les catastrophes qu'a entraînées le fameux trust des cuivres de 1889, bien que l'idée mère qui lui avait donné naissance fût une idée parfaitement juste et exacte. En effet, lorsqu'un métal de consommation courante tombe, par suite de surproduction ou pour tout

autre cause, au-dessous de son prix de revient normal, il est évident que l'achat, même à découvert, de ce métal — pourvu qu'on ait les moyens de faire reporter sa position jusqu'au moment où la hausse fatale se produit — est une opération sûre, raisonnable et, somme toute, utile au plus grand nombre, puisqu'elle a pour but de rétablir un équilibre momentanément rompu par une circonstance étrangère au jeu véritable de la production et de la consommation.

Ces variations constituent, je l'ai dit, un des principaux risques de l'industrie minière; or elles n'existent pas pour les affaires d'or : ce métal — étalon et commune mesure de la valeur de toutes choses dans tous les pays civilisés — est toujours vendu au même prix, et ce, quelles que soient les quantités qui sont offertes sur le marché. C'est là une considération qui paraît paradoxale à bien des esprits habitués à considérer la loi de l'offre et de la demande comme un principe absolu, et qui ne peuvent pas comprendre, par conséquent, que, malgré son abondance ou sa rareté, l'*or conserve toujours le même prix nominal.* Cela tient simplement à ce fait caractéristique et unique que l'or, tout en étant un métal proprement dit, avec ses qualités, ses emplois et ses réactions spéciales, est aussi le signe représentatif universellement adopté pour l'évaluation et l'échange des richesses entre nations. Qu'il soit, en effet, monnayé, ou en barres, ou déposé dans les caves de banques d'État, qui émettent en représentation de leur stock d'or du papier-monnaie circulant aux lieu et place du métal, il n'en reste pas moins l'étalon monétaire par excellence, dont un poids déterminé appelé franc, livre, mark, ou dollar, jouit d'un pouvoir libératoire absolument indépendant de la quantité d'autres francs ou d'autres marks en circulation au moment où s'effectue le paiement; il est indéniable qu'avec la baisse générale de tous les prix de vente, ce même poids-étalon s'échange contre des quantités de plus en plus grandes de marchandises, mais cela n'empêche pas que l'énonciation de la valeur reste toujours la même.

Pour prendre un exemple qui fasse bien comprendre ma pensée, je dirai que le mètre, qui est notre étalon de mesure, a une longueur mathématiquement déterminée (non conforme d'ailleurs à sa définition rigoureuse); mais si ce mètre avait un centimètre ou deux de moins, cela n'empêcherait nullement de mesurer avec lui des kilomètres ou des hectares; ceux-ci seraient simplement un peu plus petits.

L'absence de côté commercial dans les affaires aurifères simplifie énormément les rouages de ces administrations, elles n'ont plus, en effet, qu'à s'occuper de questions techniques et de l'abaissement des prix de revient, considérations, somme toute, assez simples dans leur ensemble et qu'il est plus facile d'exposer à un corps d'actionnaires que de les initier aux combinaisons multiples et généralement d'ordre tout à fait privé auxquelles il est nécessaire de recourir pour écouler, dans ce temps de concurrence acharnée, les métaux ou minerais produits dans des conditions assurant le bénéfice. Dans les mines d'or, un seul chiffre suffit : le nombre d'onces ou de grammes extrait par tonne de minerai et, en face, les frais d'exploitation et de traitement. Pas d'évaluation non plus de minerai en stock ou de produits finis ou en cours de traitement dont la réalisation entraîne si souvent des mécomptes mis à la charge de l'exercice ultérieur. Il en résulte pour les affaires aurifères une grande simplification dans les services commerciaux, qui constituent de nos jours la partie la plus essentielle d'une affaire industrielle; en effet, quand on compare, les diverses sources des bénéfices dans une affaire minière quelconque, on est frappé de ce fait que les profits résultant d'une bonne direction commerciale sont, en général, infiniment plus élastiques que ceux que peut produire une bonne direction technique, lorsque cette dernière a atteint son maximum de rendement. Il y a, disons-le, une limite au-dessous de laquelle il est impossible à l'ingénieur le plus compétent et le plus consciencieux de descendre pour le prix de revient de ses opérations; s'il veut aller au delà, il n'y arrive que par réductions de salaires, sources de déplorables conflits que nous voyons incessamment se produire ou, ce qui est tout aussi fâcheux, par un surmenage du matériel employé pour l'exploitation ou, plus souvent encore, par le gaspillage de la mine sans travaux préparatoires destinés à assurer l'avenir.

Toutes ces pratiques, qui sont malheureusement d'usage courant, mais contre lesquelles on ne saurait trop s'élever, n'arrivent à produire que des différences dans les prix de revient infiniment moindres que les profits qui résultent d'une bonne direction commerciale. En un mot, dans la période économique que traverse actuellement l'industrie mondiale, les hommes de grande valeur et dont les services méritent des rémunérations exceptionnelles sont

ceux qui *savent vendre* et qui possèdent à fond la *science des affaires*, qualité à la fois si rare et si précieuse.

But de l'ouvrage. — Ces considérations rapides montrent qu'un ouvrage didactique sur l'industrie aurifère ne peut plus se borner, comme il y a vingt ans, à un traité purement technique, exposant, dans un ordre logique, la nature et le mode de gisement de l'or, ainsi que l'examen des méthodes d'exploitation et de traitement à lui appliquer. Un tel ouvrage manquerait son but et ne s'adresserait pas au public de plus en plus large pour lequel il convient d'écrire. Il ne s'agit plus en effet de guider simplement le prospecteur ou l'ingénieur chargé de l'étude ou de l'installation d'un gîte aurifère, il faut aussi que le capitaliste et le financier qui veulent étudier une affaire puissent trouver dans cet ouvrage des éléments d'appréciation qui leur permettent d'évaluer leurs risques et de se documenter sur la valeur intrinsèque de l'affaire qui leur est offerte. S'il m'est possible, dans une certaine mesure, d'atteindre ce but, je croirai avoir rendu un réel service non seulement aux personnes désireuses de se renseigner, mais encore à l'ensemble du public qui pourra se rendre compte ainsi que les affaires de mines d'or, examinées en dehors de toute préoccupation particulière, sont aussi rémunératrices et aussi sérieuses que tout autre affaire minière similaire. Si on peut faire entrer cette conviction dans l'esprit des hommes réfléchis, elle sera de nature à mettre un terme, au moins pour certaines couches de cette admirable épargne française, à la défiance, malheureusement trop justifiée jusqu'ici, qui l'anime contre les affaires aurifères en général. Une étude de l'absorption incessante de l'épargne française par la vaste organisation de grands Établissements Financiers sortirait du cadre de cette Introduction. Je ne puis cependant la passer absolument sous silence, car, si on va au fond des choses, on voit que c'est à cette organisation, qui pénètre jusque dans nos plus infimes hameaux, qu'est dû l'affaiblissement manifeste de nos capacités nationales de création ; à cela il n'y a qu'un remède : l'éducation du public.

Le but de l'ouvrage se présente donc clairement : dans une première partie, je traiterai la question de l'extraction proprement dite de l'or, de ses minerais. De là résulteront deux grandes divisions : l'or alluvionnaire, l'or filonien, chacune de ces exploitations ayant

ses procédés propres de recherches, d'organisation du travail et ses méthodes de traitement.

Les alluvions, aussi bien que les filons, ont été l'objet, dans ces dix dernières années, de perfectionnements et de transformations considérables que je décrirai sans trop insister sur les procédés antérieurs, qui n'ont plus qu'un intérêt historique et rétrospectif.

Dans la dernière partie, j'envisagerai les mines d'or dans les diverses régions du monde, ce qui me permettra de mettre en évidence les méthodes les plus perfectionnées et les plus récentes mises en jeu pour l'exploitation de ces mines.

J'insisterai surtout sur ceux de ces pays dont je possède une expérience personnelle. Cette sorte de revue a déjà été tentée par *Lock* dans son grand ouvrage paru il y a trente-cinq ans, plus récemment par *Fuchs et Cumenge* dans l'*Encylopédie chimique* de Frémy, et enfin par *Fuchs et De Launay*, pour ne citer que les ouvrages les plus connus ayant un caractère didactique et faisant autorité; mais ces divers traités, malgré leur valeur incontestable, ne sont plus au courant des procédés modernes et ne suffisent plus aux besoins d'information qui se manifestent tous les jours plus pressants.

Des conclusions générales ressortiront de cette étude : on pourra se rendre compte de l'état d'avancement de l'industrie aurifère depuis les pays les mieux pourvus en fait d'outillage et de ressources de toutes sortes jusqu'aux contrées les plus éloignées du globe, où la civilisation industrielle n'est encore pour ainsi dire qu'ébauchée.

On saisira dès lors la relation intime qui existe entre le développement de l'industrie aurifère d'un pays et les progrès de la civilisation qui en sont la conséquence immédiate et forcée.

Aucune autre industrie en effet ne met mieux en évidence la puissance du génie humain mû par ce puissant levier qui s'appelle l'intérêt, quand il est secondé par les derniers perfectionnements de la science.

Ainsi envisagé et dégagé de son côté technique, le problème de l'industrie aurifère apparaît comme un de ceux qui sont les plus dignes, à tous les points de vue, d'attirer l'attention des hommes et des peuples énergiques.

On peut dire en résumé que la question de l'or se présente comme un facteur primordial du développement de la civilisation et constitue une puissante attraction capable de stimuler vigoureusement

les efforts de tous les hommes doués de l'esprit d'initiative : c'est une industrie de peuple fort.

NOTIONS GÉNÉRALES SUR LES PROPRIÉTÉS DE L'OR

Je n'insisterai pas longuement sur les caractères chimiques et physiques de l'or qui se trouvent dans tous les traités spéciaux auxquels je renvoie. Je me bornerai ici à rappeler ceux qui sont d'un emploi courant dans les méthodes de traitement que je me propose de décrire. Ils se réduisent, somme toute, à un très petit nombre.

Caractères physiques. — On sait que l'or est un des rares métaux qui se rencontrent dans la nature à l'état natif, tantôt en cristaux du système régulier ou en dendrites, tantôt en paillettes ou en grains qui portent le nom de *pépites* lorsqu'ils atteignent une certaine grosseur.

Plusieurs de ces masses d'or sont restées célèbres, soit par leur poids, soit par leur aspect. Voici, d'après l'ouvrage, malheureusement inachevé, de Cumenge et Robellaz, une liste des pépites les plus remarquables, avec les observations dont un certain nombre d'entre elles ont été l'objet.

TABLEAU DES PRINCIPALES PÉPITES

PAYS		DÉSIGNATION DES PÉPITES ET DES LOCALITÉS où elles ont été découvertes	DATE de la DÉCOUVERTE	POIDS	OBSERVATIONS
				kilos	
Amérique du Nord.	CALIFORNIE.	Pépite trouvée à Carson-Hill, Calaveras Cty.	1854	72,781	Cette pépite renfermait environ 1 kgr. 800 de quartz; elle a été trouvée près du filon de quartz aurifère d'Angel's Camp.
		— dans le Calaveras Cty.	1854	59,717	
		— à Holden's Garden, Tuolumne Cty.	1850	56,543	L'or était associé à une certaine quantité de quartz.
		— à California, Sierra Cty.	1871	39,561	
		— à Dutch Flat, Placer Cty.	1876	10,855	Cette pépite a été extraite d'un galet de quartz blanc.
	CAROLINE DU NORD.	— à Reed's Mine, Cabarrus Cty.	1821	12,699	
		— dans le Anson Cty.	1829	4,503	
	HAÏTI.....	— dans la rivière Haina.	1502	16,512	Cette pépite fut la première masse d'or importante découverte dans le Nouveau Monde depuis la conquête des Espagnols. Envoyée au Roi d'Espagne, elle disparut dans un naufrage.

	PAYS	DÉSIGNATION DES PÉPITES ET DES LOCALITÉS où elles ont été découvertes	DATE de la DÉCOUVERTE	POIDS	OBSERVATIONS
				kilos	
Amérique du Sud.	COLOMBIE...	Pépite trouvée dans la province de Choco.	1793	11,321	
	PÉROU.....	— près de la ville de La Paz, sur le versant oriental des Andes.	1730	20,693	
	GUYANE FRANÇAISE.	Inini (Affluent du Maroni).	1903	7,200	Coupée en morceaux par les mineurs, apportée dans cet état à Cayenne, où elle a été vendue en détail.
Asie.	SIBÉRIE....	Pépite trouvée près de Miasse, dans la vallée de Taschku Targanka (Monts Ourals).	7 nov. 1842	36,025	Trouvée, d'après Landrin et Selwynn, à 3 mètres de profondeur dans de la diorite décomposée, et non dans un terrain de transport, comme l'écrivent certains auteurs. Elle est conservée au Musée des ingénieurs des mines à Saint-Pétersbourg.
		— à Miasse (Monts Ourals).	1826	10,117	
Europe.	AUTRICHE..	Pépite trouvée à Weisskirch.	1851	0,280	
	FRANCE...	— à Tronquoy, près Saint-Quentin.	1809	9,000	Trouvée par un paysan dans son champ.
		— à Reterre (Creuse).	1839	0,087	Trouvée par un berger dans un champ ; on suppose que c'est plutôt un lingot.
	GRANDE-BRETAGNE.	— d° la paroisse de Creed, Cornouailles (Anglet^re).	1756	0,023	
		— à Leadhills, comté de Lanarck (Ecosse).	1502	0,839	
		— à Croghau-Kinshela, c^te de Wicklow (Irlande).	1797	0,684	
Océanie.	AUSTRALIE..	Pépite trouvée à Molvague (Victoria).	?	95,000	
		Pépite *Welcome Stranger*, trouvée à Dunolly (Victoria).	5 février 1869	70,914	L'or à un titre très élevé, 986 millièmes, était associé à un peu de quartz ; après fusion on a retiré 70 k. 500 de métal précieux.
		Pépite *Welcome*, trouvée à Bakery-Hill, Ballarat (Victoria).	15 juin 1858	68,272	La pépite trouvée à 6 mètres de profondeur présentait une forme irrégulière, aux contours arrondis, usés par les eaux. Elle renfermait environ 4 kgr. 500 de quartz, argile et oxyde de fer. L'or était à 992 millièmes de fin.
		Pépite *Blanche Barkly*, trouvée à Kingower (Victoria).	27 août 1857	54,232	La pépite se trouvait à 4 mètres de profondeur ; le métal précieux, au titre de 955,8, était associé à du quartz, de l'argile, de l'oxyde de fer (1 kgr. environ).
		Pépite *Sarah Sands*, trouvée à Canadian Gully, Ballaarat (Victoria).	31 janvier 1853	50,355	Renfermait une forte proportion de quartz ; fondue à Londres, elle n'a donné que 41 kgr. 024 d'or au titre de 0,9896.
		Pépite trouvée à Meroo Creek, River Turon, à 53 milles de Bathurst (Nouvelle-Galles du Sud).	Juillet 1851	39,562	Trouvée par un indigène à la surface du sol, au milieu d'un amoncellement de débris de quartz. Ces 39 kgr. 562 de métal précieux étaient d'ailleurs emprisonnés dans une gangue quartzeuse qui, détachée, s'est trouvée peser 50 kilogrammes.

PAYS	DÉSIGNATION DES PÉPITES ET DES LOCALITÉS où elles ont été découvertes	DATE de la DÉCOUVERTE	POIDS	OBSERVATIONS
			Kilos	
Océanie. — Australie..	Pépite trouvée à Burrandong, près Orange (Nouvelle-Galles du Sud).	1er nov. 1858	39,997	Se trouvait à 11 mètres de profondeur; l'or était mélangé de quartz et de pyrite de fer. Après fusion, on en a retiré 38 kgr. 763 de métal précieux à 0,874 de fin.
	Pépite *Lady Hotham*, trouvée près Canadian Gully, Ballarat (Victoria).	8 sept. 1854	36,707	L'or était associé à une forte proportion de quartz et pyrite, et après fusion on n'a obtenu que 23 kgr. 482 de métal.
	Pépite *Nil Desperandum*, trouv. près Native Youth, Ballarat (Victoria).	Novembre 1857	16,795	C'était une masse d'or presque compacte, renfermant 15 kgr. 675 de métal précieux à 0,988 de fin.
	Pépite *Victoria*, trouvée à White Horse Gully, Bendigo (Victoria).	20 sept. 1852	10,575	Pépite achetée par le Gouvernement Colonial pour être offerte à la reine Victoria. Sa surface était incrustée de quartz et d'oxyde de fer.
	Pépite *Dascombe*, trouvée à Bendigo (Victoria).	Janvier 1852	10,326	Se trouvait à 30 centimètres de la surface du sol, au milieu des graviers, et ne présentait pas trace de gangue. Vendue à Londres le 5 novembre 1852, elle a rendu à la fusion 10 kgr. 264 d'or.

L'or natif, en masses plus ou moins considérables, n'a pas été rencontré seulement dans les alluvions, comme on le croit trop communément; on l'a également trouvé sous cette forme dans des roches éruptives. C'est ce que met bien en évidence, en ce qui concerne les filons et les roches sédimentaires, le tableau suivant, qui donne quelques-unes des masses d'or natif les plus remarquables qui ont été trouvées dans ces deux classes de gisements.

MASSES D'OR NATIF TROUVÉES DANS LES FILONS

PAYS	DÉSIGNATION DES LOCALITÉS	DATE de la DÉCOUVERTE	POIDS	OBSERVATIONS
			kilos	
Californie....	Mine Morgan, Carson-Hill (Calaveras Cty).	?	128,178	On a calculé le poids de l'or d'après son prix de vente, qui s'est élevé à 110.000 dollars. Cette quantité prodigieuse de métal précieux a été abattue d'un seul coup de mine. L'or, qui servait de ciment à de nombreux fragments de quartz, a été débité au moyen de ciseaux à froid.
	Monumental Quartz Mine (Sierra Cty).	1869	45,081	Cette masse d'or a été trouvée à 8 mètres de profondeur, dans un filon de quartz décomposé.
	Mine Kimbal (Eldorado Cty).	1880	12,000	Le gîte est constitué par de minces filets de quartz dans du granite. L'or se rencontre en masses considérables dans de petites poches, associé au quartz et au granite.

SPÉCIMEN D'OR NATIF

Fig. 5

SPÉCIMEN D'OR NATIF

Fig. 6

SPÉCIMEN D'OR NATIF

Fig. 7

PAYS	DÉSIGNATION DES LOCALITÉS	DATE de la DÉCOUVERTE	POIDS	OBSERVATIONS
			Kilos	
BRÉSIL.....	Gongo Soco, Minas Geraes.	1832	7,526	Or et quartz dans les Itabirites.
AUSTRALIE....	Dr Kerr's Station (Nouvelle-Galles du Sud).	?	35,900	Or et quartz, en un seul bloc, provenant de l'affleurement d'un filon; on en a retiré 27 kgr. 200 d'or pur.
	Mine Garibaldi, à St-Arnaud (Victoria).	?	15,551	Cet or, d'un seul bloc, a été enlevé à une faible profondeur au-dessous de l'affleurement d'un filon quartzeux; en un point voisin du même filon, mais en plusieurs fragments, on a retiré 12 kgr. de métal précieux.
	Tarrangower (Victoria).	1861	3,700	Or et quartz provenant d'un filon quartzeux; on en a retiré 1 kgr. 990 d'or pur.
			3,078	Or et quartz provenant du même filon que l'échantillon précédent, et qui a donne 871 grammes d'or pur.

La pépite du poids de 95 kilogrammes provenant de Molvague, en Australie (État de Victoria), est la plus grosse qu'on ait encore rencontrée jusqu'à ce jour. Elle est représentée au *sixième de sa grandeur, en dimensions linéaires*, par la figure 5 d'après une photographie faite sur le spécimen moulé que possède le Muséum d'histoire naturelle de Paris.

La figure 6 représente, *au double de sa grandeur naturelle*, le ramarquable échantillon de la collection particulière de feu M. Cumenge montrant un beau spécimen d'or de filon, cristallisé, provenant de Buckenridge (Colorado), localité qui a fourni les plus beaux échantillons de ce genre aux États-Unis.

La figure 7 représente, *aux* 9/10 *de sa grandeur naturelle* un échantillon d'or fibreux provenant du Colorado. Les granulations que l'on remarque sur un grand nombre de filaments sont constituées par des octaèdres, ordinairement placés *parallèlement* à l'axe du filament. Ce bel échantillon forme une plaque qui se trouvait évidemment enserrée dans une fente mince de la gangue du filon.

L'or natif n'est jamais pur; il est toujours allié à d'autres métaux, surtout à l'argent, dont la proportion varie comme le constate le tableau suivant. Quand cette proportion est d'un tiers, l'alliage natif porte le nom d'électrum. Certaines variétés d'or natif renferment du platine, du palladium, du rhodium, etc.

Quelques savants ont cru pouvoir envisager tous ces alliages

natifs comme des combinaisons en proportions définies; mais cette opinion ne paraît pas fondée.

	ORIGINE	OR	ARGENT	CUIVRE	FER
Europe	Wicklow (Irlande)	92,32	6,17	»	0,78
	Fueses (Transylvanie)	84,89	17,68	0,04	0,13
	Verespatak —	60,49	38,74	»	»
	Rhin	93	6,60	0,069	»
Asie	Schabrowski (Oural)	98,96	0,16	0,35	0,05
	Electrum de Schlangenberg	64	36	»	»
	Boruschka (Nij. Taguil)	83,85	16,15	»	»
	Berezoff (cristaux)	91,88	8,03	0,09	»
	Siam (or en grains)	90,89	8,98	traces	»
Afrique	Sénégal (or en grains)	94,60	5,85	(Pt) 0,15	»
	Falémé (poudre d'or)	84,50	15,3	0,2	»
	Tinkisso (Niger)	93			»
	Baoulé (Côte d'Ivoire)	94,50	4,80	0,09	0,70
Amérique	Sacramento	93	6,70	»	»
	Rivière du Loup (Canada)	89,24	10,76	»	»
	Bucaramanga	98	2	»	»
	Titiribi (cristaux)	76,41	23,12	0,03	»
	Santa Rosa (Bolivie)	88,2	1,16		
	Rio Cajones	78	20,11	»	»
	Placer Saint-Elie (Guyane française)	94,50	5		0,05
	Placer Maripa (Guyane française)	98.50	1,30		
	Carsewène	92,50	6,55		0,05
Australasie	Australie (pépite)	94,55	5,07	»	3,75
	Diahot (Nouvelle Calédonie)	92,50	4,60		1,60
	Dragages en Nelle Zélande	95,48	3,59	»	»
	— (Côte Ouest) —	94,60	5,20		
	Hydraulic claim —	96,10	3,70		

L'or possède une couleur jaune un peu rougeâtre, il est très brillant. Réduit en feuilles minces, il laisse passer une lumière verte et paraît plus rouge par réflexion. Précipité dans un grand état de division et en suspension dans l'eau, il laisse passer une lumière bleu violacé ou même rouge (Faraday).

En poudre impalpable et sec, il est d'un jaune violacé ou rouge pourpre.

L'or est plus mou que l'argent, il est plus élastique; le martelage le durcit un peu; il possède une ténacité assez faible. Un fil de 2 millimètres de diamètre se rompt sous un poids de 68kg,216.

C'est le plus malléable et le plus ductile de tous les métaux. On peut le réduire en feuilles de 1/12.000 de millimètre d'épaisseur, et l'on peut étirer un poids de 5 centigrammes d'or en un fil de 162 mètres de longueur. L'épaisseur de ces feuilles peut encore être notablement réduite par l'action du cyanure de potassium (Faraday).

L'or fond à 32° du pyromètre de Wedgwood, ce qui correspond à 1.100° environ du thermomètre à air. D'après Pouillet, il fond à 1.381°; d'après Ed. Becquerel, à 1.337°.

L'or en fusion paraît vert; il est à peu près fixe à la température la plus élevée de nos fourneaux; pourtant Elsner a observé la volatilisation totale d'une faible couche d'or sur un fragment de porcelaine exposé à une température évaluée à 2.500° ou 3.000°. Il se volatilise sensiblement au foyer d'un grand miroir ardent; en exposant une plaque d'argent dans le voisinage du foyer, Homberg a constaté qu'elle se recouvrait d'une couche d'or. Lorsqu'on expose des feuilles d'or au chalumeau à gaz oxygène et hydrogène, ou à l'action d'une forte batterie électrique, le métal se volatilise également et brûle avec une flamme verte; de zéro à 100°, l'or se dilate de 0,0001466, soit 1/682 de sa longueur; il se contracte plus que les autres métaux en passant de l'état liquide à l'état solide. La chaleur spécifique de l'or est égale à 0,0298; sa conductibilité calorifique est de 0,981, celle de l'argent étant 1.000 (Calvert et Johnson), 532 d'après Wiedmann et Franz. Conductibilité électrique égale à 73 à 19°, celle de l'argent étant 100; un alliage de quelques millièmes d'argent l'abaisse à 60°. Son magnétisme spécifique est de — 3,47 (Becquerel).

La densité de l'or fondu est égale à 19,258, et celle de l'or écroui à 19,367.

L'or peut se souder à lui-même sans fusion préalable. Aussi l'or précipité prend l'éclat métallique sous le brunissoir et se transforme en une masse cohérente lorsqu'on le soumet à une forte compression.

L'or cristallise en octaèdres réguliers, en dodécaèdres rhomboïdaux ou en d'autres formes dérivées du cube. On peut l'obtenir cristallisé par la décomposition de l'amalgame; on traite une partie d'or précipité par 20 parties de mercure; on chauffe pendant huit jours cet amalgame vers 80°, puis on le traite par de l'acide

azotique de 1,35 de densité, également à 80°; l'or reste ainsi en cristaux, mais renfermant encore un peu de mercure qu'on chasse par une chaleur modérée. Les cristaux sont alors brillants.

L'or divisé, tel qu'on l'obtient en cornets dans les essais d'or, peut condenser de petites quantités de gaz: $0^{mol},48$ d'hydrogène; 0,28 d'oxyde de carbone; 0,16 d'acide carbonique; 0,19 à 0,24 d'air dans lequel l'azote domine.

Propriétés chimiques. — L'or est un des métaux les plus inaltérables; il résiste à l'action de l'eau, de l'air dans toutes les conditions. Il n'est pas dissous par les acides sulfurique, azotique, chlorhydrique; mais le mélange de ces deux derniers acides, c'est-à-dire l'eau régale, l'attaque rapidement. Il en est de même des mélanges d'acide chlorhydrique avec d'autres composés oxygénés susceptibles de mettre du chlore en liberté, tels que les acides chromique, sélénique, etc. L'eau régale que l'on emploie pour dissoudre l'or est formée de 4 parties d'acide chlorhydrique et de 1 partie d'acide azotique. L'acide sélénique attaque l'or en se transformant en acide sélénieux.

L'acide iodique, en combinaison avec l'acide sulfurique, oxyde l'or à 300°.

Le chlore attaque très facilement l'or; des feuilles d'or se dissolvent rapidement dans l'eau de chlore. Le brome le dissout également. L'iode est sans action sur lui à froid; mais, sous pression et à 50° ou bien au soleil, l'attaque a lieu. L'acide iodhydrique attaque l'or en présence de l'éther, mais non en solution aqueuse.

Les perchlorures, perbromures et périodures métalliques instables, combinés ou non à l'éther, attaquent l'or. Le perchlorure et le perbromure de fer sont sans action sur lui. L'or, surtout quand il est divisé, se dissout dans l'acide sulfurique concentré et chaud, additionné d'acide azotique. On obtient une solution jaune qui abandonne de nouveau l'or à l'état métallique lorsqu'on l'étend d'eau ou qu'on lui laisse absorber l'humidité de l'air. On obtient une solution analogue par l'électrolyse d'un mélange de 9 parties d'acide sulfurique avec 1 partie d'acide azotique en employant une lame d'or comme électrode positive et une lame de platine comme électrode négative.

Les alcalis n'attaquent l'or ni par voie humide, ni par voie

sèche. Néanmoins les alcalis en fusion l'oxydent au contact de l'air; le nitre fondu l'attaque, mais non le chlorate de potasse. Le soufre ne se combine pas directement à l'or; l'hydrogène sulfuré ne l'altère pas, mais les persulfures alcalins l'attaquent en le transformant en sulfures. Le phosphore, l'arsenic, l'antimoine se combinent à l'or sous l'influence de la chaleur.

Atomicité. — L'or forme deux séries de combinaisons; dans les unes, comme le protoxyde (Au^2O), le protochlorure ($AuCl$), il est monoatomique ; dans les autres, comme le perchlorure ($AuCl^3$), il est triatomique ; c'est, avec le thallium, le seul métal qui manifeste ces deux atomicités.

Le poids atomique de l'or a été déterminé par Berzélius, en réduisant par l'hydrogène le chlorure double d'or et de potassium; il a ainsi obtenu le nombre 196,66.

Alliages d'or. — L'or se combine directement avec la plupart des métaux. Les plus importants de ces alliages sont ceux que forme l'or avec l'argent, le mercure et le cuivre.

Alliages d'or et d'argent. — Ces alliages, je l'ai dit plus haut, se rencontrent dans la nature avec une composition très variable. Leur densité est à peu près la moyenne des densités des métaux qui les constituent; les données sont, du reste, très contradictoires à cet égard, car, tandis que Boussingault et G. Rose avaient trouvé une densité inférieure à cette moyenne, Matthiessen a trouvé pour des alliages variant de 6 parties d'argent pour 1 d'or, jusqu'à 1 d'argent pour 6 d'or, une densité supérieure. Ces alliages sont plus durs, plus sonores et plus fusibles que l'or; l'alliage à 25 0/0 fond à 1.120°. L'alliage le plus dur est celui qui est formé d'une partie d'argent et de 2 parties d'or.

Fondus, ils éprouvent une liquation partielle. Les alliages d'or et d'argent sont très employés en orfèvrerie et désignés sous le nom d'or jaune, d'or pâle, d'or vert, d'électrum, etc.

L'or vert renferme 70 0/0 d'or et 30 0/0 d'argent. L'électrum renferme 20 0/0 d'argent Le vermeil est de l'argent doré.

Or et cuivre. — L'or s'allie facilement et en toutes proportions avec le cuivre, qui augmente sa dureté, diminue sa malléabilité, le rend plus fusible et rehausse sa couleur. Ces alliages ont une den-

sité *plus faible* que la moyenne de la densité des métaux alliés. On fait un grand usage des alliages d'or et de cuivre : ce sont eux qui constituent l'alliage des monnaies et des bijoux d'or. L'emploi de l'or pur pour ces usages serait défectueux, à cause de son peu de dureté. En France, les monnaies d'or sont au titre de 0,900 avec une tolérance de 0,002. La composition de cet alliage se rapproche beaucoup de la formule Au^3Cu. Les médailles d'or sont à 0,916 et les bijoux à 0,750 avec une tolérance de 0,003. Ce dernier alliage se rapproche de la formule AuCu.

On emploi encore pour la soudure, sous le nom d'or rouge, un alliage de 5 parties d'or et de 1 partie de cuivre auxquelles on associe quelquefois de l'argent. Les alliages d'or et de cuivre se ternissent à l'air d'autant plus vite que leur titre est plus bas. Pour leur rendre leur éclat, on les passe à l'acide ou à l'ammoniaque.

Pour protéger les alliages contre l'oxydation, on les recouvre d'une couche d'or pur, ou bien l'on dissout le cuivre contenu dans la partie superficielle ; c'est ce qu'on appelle *mettre en couleur*.

L'oxydation du cuivre est très rapide lorsqu'on fond l'alliage au contact de l'air.

Or et mercure (*amalgames d'or*). — L'or a une grande tendance à s'unir au mercure. Une lame d'or blanchit immédiatement au contact de vapeurs mercurielles. Plongée dans le mercure ou frottée avec ce dernier, elle s'y unit et devient blanche et cassante. Si le mercure est chaud, l'or s'y dissout rapidement en donnant un amalgame liquide ou pâteux suivant la proportion d'or.

L'amalgame liquide filtré à travers une peau de chamois laisse passer du mercure ne contenant qu'une petite quantité d'or, tandis qu'il reste dans la peau un alliage blanc, mou, formé d'environ 2 parties d'or pour 1 partie de mercure.

L'alliage de 6 parties de mercure avec 1 partie d'or cristallise en prismes à quatre pans, d'un blanc jaunâtre, facilement fusibles.

On obtient un amalgame $AuHg^4$ en lamelles cristallines blanches, dures et nacrées, lorsqu'on dissout de l'or précipité dans du mercure chauffé à 120° et qu'on laisse refroidir. Les lamelles se séparent à la surface ; leur densité est égale à 15,412.

Tous les amalgames d'or laissent un résidu d'or pur par la distillation : c'est ainsi qu'on obtient l'or en écailles employé en pein-

ture. Pour expulser tout le mercure, il faut porter la température au rouge vif.

Cyanures d'or. — On connaît un protocyanure d'or AuCy et des cyanures doubles qui renferment un tricyanure d'or.

1° *Protocyanure d'or* AuCy *ou cyanure aureux.* — On obtient ce corps en mêlant une solution de cyanure double de potassium avec une quantité suffisante d'acide azotique ou d'acide chlorhydrique. On évapore la liqueur au bain-marie et on lave à l'eau le résidu à l'obscurité. Le cyanure aureux reste sous la forme de grains jaunes insolubles dans l'eau, l'alcool et l'éther, et n'a ni odeur ni saveur. Par la distillation sèche, il donne du cyanogène qui se dégage et de l'or qui reste. Les acides les plus puissants sont sans action sur lui, mais l'eau régale le dissout facilement. Il se dissout dans l'ammoniaque et l'hyposulfite de sodium. Il se combine facilement avec les cyanures des autres métaux pour former des cyanures doubles.

2° *Cyanure double d'or et de potassium.* — Ce composé a une grande importance dans la métallurgie nouvelle de l'or. Il prend naissance toutes les fois que l'on dissout l'or, l'oxyde d'or, ou l'or fulminant dans le cyanure de potassium. Dans le dernier cas, il se dégage de l'ammoniaque.

Voici le mode de préparation le plus avantageux : on dissout 7 parties d'or dans de l'eau régale, on précipite la solution par l'ammoniaque, on lave bien le précipité, qui n'est autre que de l'or fulminant, et on l'introduit dans une solution chaude de 6 parties de cyanure de potassium pur sans le séparer du filtre. L'or fulminant se dissout sur-le-champ en un liquide incolore, en même temps qu'il se dégage de l'ammoniaque. On filtre et, si la liqueur n'est pas trop étendue, le cyanure d'or et de potassium se dépose en cristaux par le refroidissement; dans le cas contraire, il faut la concentrer par l'évaporation. L'eau mère qui reste après la cristallisation du sel contient du chlorure et du carbonate de potassium; elle ne fournit plus de cristaux purs.

L'or métallique très divisé, tel qu'on l'obtient en précipitant le chlorure aurique par le sulfate ferreux, se dissout dans la solution aqueuse de cyanure de potassium et même un peu dans celle de ferrocyanure avec formation de cyanure double d'or et de potassium.

Cette action exige la présence de l'air et s'accompagne de la production d'une certaine quantité de potasse caustique :

$$2Au + 4\,KCy + O + H^2O = 2\,AuCy^2K + 2\,KOH.$$

Cette réaction sert de base aux méthodes que j'exposerai plus loin.

Caractères des solutions aurifères. — Ces solutions sont réduites par un grand nombre de corps simples ou composés. L'hydrogène gazeux colore en rouge pourpre la solution de chlorure aurique ($AuCl^3$), et, si on la soumet ensuite à l'ébullition, la couleur jaune reparaît en même temps qu'il se dépose de l'or métallique.

D'après Prat, la coloration rouge est due à un chlorure d'argent.

Suivant Becquerel, l'hydrogène réduit rapidement le chlorure d'or au contact du platine.

Le phosphore, l'arsenic, l'antimoine, le bismuth se recouvrent, dans une solution de chlorure d'or neutre ou avec un excès d'acide, d'une pellicule d'or métallique. Il en est de même du soufre et du sélénium, mais seulement à l'ébullition.

La plupart des métaux réduisent les chlorures d'or en donnant de l'or métallique. Le cadmium, le cobalt, le cuivre, le fer, le nickel, le zinc précipitent l'or sous la forme d'une poudre brune. Avec le mercure, il se forme de l'amalgame d'or. Le plomb sépare de l'or dendritique. Le platine ne précipite l'or que dans les solutions neutres. L'étain précipite au premier moment de l'or métallique, puis du pourpre de Cassius.

L'hydrogène phosphoré colore en brun la solution du chlorure d'or; puis, il en précipite de l'or ou du phosphure d'or; en même temps il se forme de l'acide phosphorique. L'hydrogène arsenié et l'hydrogène antimonié réduisent également le chlorure d'or, le premier avec formation d'acide arsénieux.

L'hydrogène sulfuré donne dans la solution acide du chlorure d'or, un précipité de sulfure d'or.

L'acide sulfureux, les acides phosphoreux et hypophosphoreux, donnent immédiatement un dépôt d'or métallique. Cette réaction est fréquemment usitée dans les laboratoires.

Le bioxyde d'azote, le peroxyde d'azote, l'acide azoteux et les azotites produisent la même réaction.

L'acide arsénieux réduit le clorure d'or, lentement à froid, rapidement à chaud. Le trichlorure d'antimoine ajouté à une solution étendue de chlorure d'or en sépare l'or sous la forme d'une poudre mate. Si la solution est concentrée, il se dépose de l'or dendritique.

Le chlorure stanneux en solution étendue précipite le pourpre de Cassius. Cette réaction est très sensible : une solution renfermant 1/320.000 d'or prend encore une coloration violacée par transparence. Les sels ferreux précipitent immédiatement de l'or métallique, qui se réunit facilement quand on chauffe, mais qui, à froid, reste en suspension et communique à la liqueur une coloration brune par réflexion et bleue par transmission, coloration qui se perçoit encore avec une solution renfermant 1/640.000 d'or.

Cette réaction est fréquemment mise à profit pour séparer l'or ou pour l'obtenir dans un grand état de division. Elle est représentée par l'équation :

$$2\ AuCl^3 + 6\ SO^4Fe = 2\ Au + Fe^2Cl^6 + 2\ (So^4)^3\ Fe^2.$$

Un grand nombre de matières organiques précipitent l'or de ses solutions ; toutes en séparent l'or métallique en présence de la potasse et à l'ébullition.

La laine, la soie, la peau se colorent en pourpre au contact du chlorure d'or ; l'acide oxalique produit une réaction immédiate que l'on utilise fréquemment dans l'analyse :

$$2\ AuCl^3 + 3\ C^2H^2O^4 = 6\ HCl + 6\ CO^2 + 2\ Au.$$

Le tannin et l'acide gallique donnent aussi un dépôt d'or métallique.

La lumière favorise la réduction des sels d'or par un grand nombre de substances. Les matières sucrées, amylacées, ne le réduisent que lentement à l'ombre, mais rapidement au soleil. Il en est de même des essences et du charbon récemment calciné. La solution éthérée de chlorure d'or exposée au soleil donne un miroir d'or métallique.

L'iodure de potassium, ajouté à une solution de chlorure d'or, donne un précipité jaune d'iodure aureux et de l'iode libre.

L'azotate d'argent produit un précipité qui est un mélange de

chlorure d'argent et d'oxyde d'or, et il reste de l'acide azotique et de l'acide chlorhydrique libres, en solution.

L'acide sulfurique précipite le chlorure d'or de sa solution concentrée et, si l'on chauffe, il se dégage du chlore en même temps qu'il se forme du chlorure aureux.

L'ammoniaque caustique ou carbonaté donne un précipité d'or fulminant (oxyde d'or ammoniacal).

Il n'y a pas de précipitations dans les solutions de chloraurates alcalins.

La potasse, ajoutée en petite quantité au chlorure d'or, y produit un précipité jaune rouge d'oxyde d'or, soluble dans un excès de potasse.

Le cyanure de potassium produit un précipité dans un excès de réactifs. Le cyanure jaune colore la solution de chlorure aurique en vert émeraude.

ESSAIS D'OR PAR LA VOIE SÈCHE

Les essais d'or par la voie sèche étant d'un usage constant dans la pratique, il me paraît indispensable d'entrer dans quelques détails qu'il importe de connaître pour réussir cette opération. Les essais d'or ne demandent, de la part de la personne qui les exécute, aucune connaissance approfondie des réactions de la chimie, surtout si on opère, comme c'est le cas dans les mines, sur des matières ayant toujours à peu près la même composition. On peut donc former à ces essais, du moins jusqu'à l'inquartation inclusivement, un simple aide de laboratoire intelligent.

Il y a trois phases dans l'opération :

1° On réunit l'or et l'argent dans un culot de plomb ;

2° On coupelle le plomb de façon à obtenir un bouton d'or et d'argent ;

3° On sépare l'or de l'argent par l'inquartation.

I. **Fusion réductive.** — *Description de la méthode.* — La méthode consiste à fondre la substance à analyser avec les réactifs nécessaires pour scorifier, d'une part, toutes les gangues quartzeuses, terreuses et métalliques et pour obtenir, de l'autre, un culot de plomb

bien fondu, nettement séparé de la scorie et renfermant la totalité des métaux précieux.

Les réactifs à employer varient nécessairement avec la nature des gangues : on emploie le carbonate de soude pour scorifier les gangues quartzeuses, le borax pour scorifier les gangues terreuses et les oxydes métalliques, et enfin la litharge, mélangée de charbon de bois, pour produire le plomb, qui doit entraîner la totalité de l'or et de l'argent.

La litharge, d'ailleurs, étant presque toujours introduite en excès, remplit le plus souvent une fonction multiple. Elle ne donne pas seulement, en effet, le plomb nécessaire à l'entraînement des métaux précieux, mais elle agit aussi comme fondant, en formant, avec les oxydes métalliques et la silice, des composés extrêmement fusibles, et enfin, comme oxydant, en cédant son oxygène aux éléments sulfurés, arséniés ou antimoniés qui peuvent, accidentellement, se trouver disséminés dans la substance à analyser.

Il est à peine nécessaire de faire remarquer que la litharge employée doit être *absolument exempte de métaux précieux*.

En dehors des divers réactifs que nous venons d'énumérer et qui suffisent dans la majorité des cas, on est amené, quelquefois, à additionner la substance d'une certaine quantité de silice lorsque les gangues quartzeuses font défaut et, plus rarement, d'une certaine proportion de spath fluor lorsque la gangue renferme du sulfate de chaux, du sulfate de baryte ou encore du phosphate de chaux.

Four à vent. — Les appareils, exigés par l'opération, sont : le *four à vent* et le *creuset en terre réfractaire*. Je donne, à la figure 8, la coupe verticale d'un four à vent ordinaire pour 4 creusets ; cet appareil est trop connu pour qu'il soit utile d'en donner une description détaillée.

Creusets. — Les creusets en terre réfractaires (*fig.* 9) doivent pouvoir résister à de hautes températures et à l'action corrosive des matières en fusion.

On opère sur un poids de la substance à essayer, variable avec la teneur et d'autant plus grand que celle-ci est plus faible. Ce poids est généralement compris entre 20 et 100 grammes et, pour mieux fixer les idées, je dirai qu'avec des substances principalement quartzeuses et de teneurs comprises entre 20 et 40 grammes à la

tonne, on opère sur un poids variant de 50 grammes à 25 grammes.

La substance, finement pulvérisée, est mélangée avec les réactifs

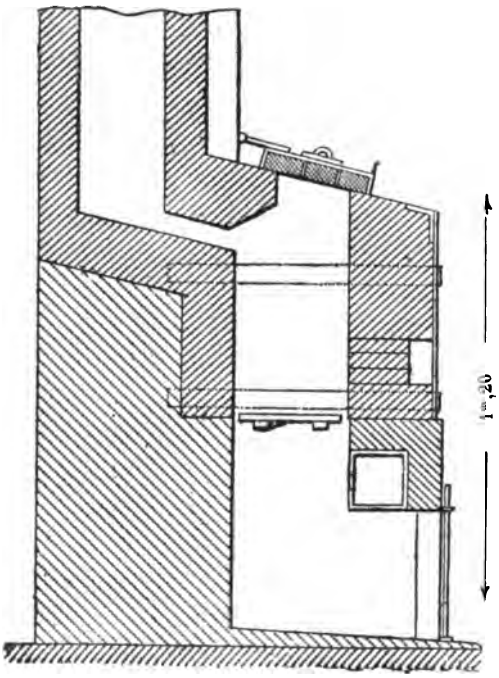


Fig. 8. — Four à vent.

nécessaires à la parfaite scorification des gangues ainsi qu'à la production du culot de plomb qui doit renfermer la totalité des métaux précieux.

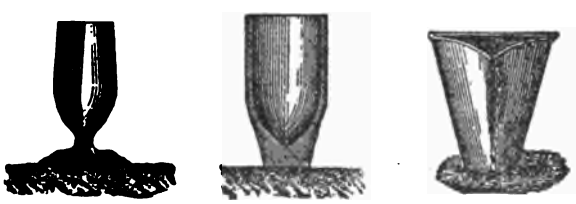


Fig. 9. — Diverses formes usuelles des creusets.

Fondants. — Les proportions dans lesquelles il convient d'introduire chaque réactif varient d'ailleurs d'une substance à l'autre, et il est impossible de formuler à cet égard une règle précise quelconque.

Pour des minerais quartzeux, on ajoute, en général, à 1 partie — soit 50 grammes de minerai — 1 partie de carbonate de soude; 1/2 à 1 partie de borax et 2 parties de litharge mélangée de 1 gramme de charbon de bois; mais on conçoit que, pour des substances qui renfermeraient des quantités notables d'oxydes métalliques difficilement fusibles, tels que l'oxyde de zinc ou le sesquioxyde de fer, on soit conduit à augmenter sensiblement les proportions de carbonate de soude et de borax.

La quantité de charbon à introduire n'est pas non plus invariable.

Théoriquement, 1 gramme de charbon réduit 37^{gr},15 de litharge pour donner 34^{gr},6 de plomb; mais, pratiquement, il est bien des causes qui viennent limiter cette action réductrice. C'est ainsi que le mélange de la substance et des réactifs étant intime, le charbon se trouve, non seulement en contact avec la litharge, mais aussi avec les oxydes de la substance à essayer et que ces derniers peuvent, par suite, brûler une certaine quantité du carbone destiné à la réduction de la litharge.

Il faudra donc, dans ce cas particulier, augmenter la proportion du réducteur, et nous ajouterons qu'il est extrêmement difficile, même pour les chimistes les plus habitués à ce genre d'essais, d'apprécier exactement la quantité de carbone qu'il convient d'employer pour obtenir un culot de plomb de poids convenable. Quelques essais préliminaires suffisent pour fixer définitivement ces chiffres.

Quoi qu'il en soit, la substance, mélangée intimement avec les réactifs nécessaires, est introduite dans un creuset en terre réfractaire assez grand pour *n'être rempli que jusqu'à moitié* par le mélange. On chauffe ensuite, lentement, le creuset au four à vent et jusqu'à ce que la matière soit parvenue à l'état de fusion tranquille.

La température ne doit pas être poussée trop vivement dès le début, car les globules de plomb métallique, provenant de la réduction de la litharge et disséminés dans toute la masse de la substance à essayer, mettent ainsi plus de temps à gagner le fond du creuset, restent, par suite, plus longtemps en contact avec la matière aurifère et entraînent finalement plus sûrement la totalité des métaux précieux.

D'autre part, la réaction du carbonate de soude sur les gangues siliceuses provoque un dégagement d'acide carbonique, et il faut

éviter que ce dégagement, qui amène toujours un boursouflement des matières en fusion, ne soit assez vif pour donner lieu à des *projections hors du creuset;* dans ce but, il est prudent de tenir le haut du creuset à une température élevée, en le recouvrant de charbons ardents.

Lorsque la fusion est devenue tranquille, on laisse tomber le feu, puis, à la surface des matières en fusion pâteuse, on jette 15 à 20 grammes de litharge mélangée de 0gr,25 de charbon de bois. On chauffe de nouveau vivement, de manière à rendre à la scorie sa fluidité primitive, puis on laisse une seconde fois tomber le feu et on répète l'addition de 15 à 20 grammes de litharge mélangée de 0gr,25 de charbon de bois. On donne un dernier coup de feu pour amener la scorie à l'état de fluidité parfaite, et l'opération est définitivement terminée.

Culot de plomb. — Le but de ces additions de litharge est de faire traverser la scorie par une pluie de gouttelettes de plomb, de manière à entraîner les dernières traces de métaux précieux. Il est utile, ainsi que nous l'avons indiqué, de laisser refroidir le creuset avant chaque addition de litharge, afin de prolonger le passage des gouttelettes de plomb à travers la scorie et aussi pour éviter le boursouflement que provoquerait le mélange de litharge et de charbon, s'il était introduit dans le creuset trop chaud. Aussitôt après le dernier coup de feu et pendant que la scorie est encore parfaitement fluide, on retire le creuset du four à vent, on le frappe 4 ou 5 fois contre le sol, de manière à bien rassembler le culot de plomb, puis on le laisse refroidir. Lorsqu'il est froid, on le casse, on détache le culot de plomb de la scorie et on le nettoie soigneusement en le martelant sur une enclume.

Ce culot, dont le poids doit être compris entre 30 et 40 grammes, doit présenter les caractères suivants : être net et lisse, et exempt des métaux étrangers.

Quant à la scorie, elle doit être parfaitement homogène, nettement vitreuse et ne renfermer, disséminée dans sa masse, aucune grenaille de plomb.

Dans les laboratoires d'usine, où l'on a journellement une quantité d'essais à faire, on économise les creusets, en versant leur contenu dans des moules en fonte, de telle sorte que chaque creuset peut servir à cinq ou six opérations.

II. **Coupellation.** — *Principe de la méthode et description de l'outillage.* — La *coupellation* est une fusion oxydante à laquelle on soumet soit le plomb d'œuvre aurifère obtenu par l'un des procédés quelconques que nous venons de décrire, soit quelques alliages d'or, additionnés d'une quantité convenable de plomb pauvre, et qui permet de séparer l'or non seulement du plomb auquel il est associé, mais aussi des métaux étrangers qui l'accompagnent.

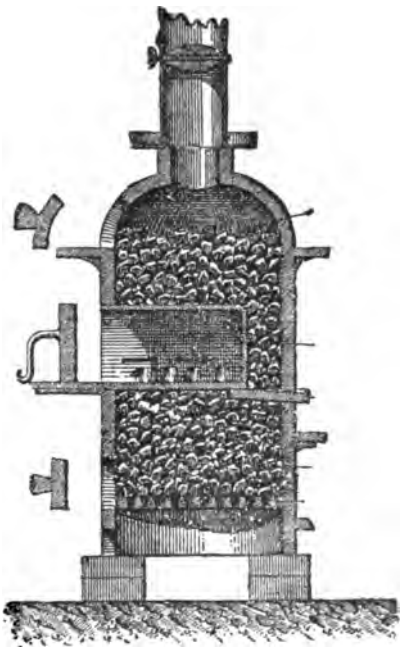


Fig. 10. — Four à coupelles.

On opère sous le moufle (*fig.* 10) et dans une capsule poreuse, appelée *coupelle* (*fig.* 11), formée d'os calcinés réduits en poudre et comprimés dans un moule.

Sous l'influence oxydante de l'air et à une température suffisamment élevée, le plomb se convertit en litharge qui fond au rouge et s'élimine peu à peu en pénétrant, dans cet état, dans les pores de la coupelle. Tous les métaux, sauf ceux de la série noble, sont oxydés également, et les oxydes ainsi formés donnent avec la litharge des composés plus ou moins fusibles qui disparaissent également dans le corps de la coupelle. Lorsque tout le plomb a été transformé en litharge et que celle-ci a été complètement absorbée, tous les métaux précieux restent isolés et forment, au centre de la coupelle, un petit bouton sphérique qu'on recueille avec soin.

Fig. 11. Coupelle.

On voit, d'après cela, que la coupellation repose sur les simples principes suivants :

1° L'or, de même que l'argent, est inoxydable à la température de sa fusion et n'est pas sensiblement volatil à cette même température ;

2° Tous les autres métaux, en exceptant toutefois le platine et ses satellites, sont oxydables au-dessous de cette température.

3° La litharge forme, avec les oxydes de ces métaux, des composés plus ou moins fusibles.

4° La matière poreuse qui constitue la coupelle est perméable à la litharge et aux composés fusibles que cette dernière forme avec les oxydes des autres métaux, mais ne se laisse pas traverser par les métaux, fondus et non oxydés.

Je vais maintenant décrire en détail la coupellation d'un plomb d'œuvre, les diverses phases de l'opération, l'influence exercée sur sa marche par la présence des métaux étrangers et enfin les causes de pertes que comporte le procédé.

La coupellation des alliages aurifères, ne constituant qu'un cas très particulier de l'analyse de ces derniers, ne saurait être étudiée ici je me bornerai à exposer la coupellation d'un plomb contenant les deux seuls métaux, or et argent.

Description de la coupellation. — Supposons que l'on ait un culot de plomb aurifère d'un poids de 40 grammes environ et ne renfermant que des proportions insignifiante de métaux étrangers. On fait choix d'une coupelle assez grande pour pouvoir absorber toute la litharge qui proviendra de l'oxydation du plomb d'œuvre, et l'expérience a montré qu'à cet effet il suffit de prendre une coupelle *d'un poids un peu supérieur au poids du culot de plomb à coupeller.*

La coupelle est introduite dans le moufle, sur la sole duquel on a eu soin d'étendre une petite couche d'os calcinés pulvérisés afin d'éviter les adhérences, puis, on allume le feu et, lorsque le moufle est au rouge cerise, on introduit rapidement le culot de plomb dans la coupelle. Il est bon de placer sur le devant du moufle quelques charbons ardents, afin d'empêcher l'arrivée de l'air froid sur le métal, et l'on ferme la porte du moufle.

Le plomb fond rapidement, mais en restant couvert dans les premiers instants d'une petite croûte noirâtre, qui ne tarde pas elle-même à fondre et à disparaître, en laissant apercevoir la surface brillante du métal sous-jacent : on dit alors que le *bain est découvert.*

On retire les charbons, on laisse la porte du moufle entr'ouverte, et c'est à partir de ce moment que commence la période d'oxydation proprement dite. La litharge se montre presque aussitôt sous forme de petites taches circulaires et brillantes qui traversent lente-

ment la surface du bain métallique pour disparaître ensuite dans les pores de la coupelle ; des fumées blanches d'oxyde de plomb se produisent en même temps et s'élèvent plus ou moins rapidement vers la voûte du moufle, suivant la température à laquelle on opère.

Cette température doit être réglée avec le plus grand soin ; elle ne doit pas être trop élevée, sinon les pertes par volatilisation des métaux précieux s'exagèrent ; elle ne doit pas être trop basse, car on s'expose à manquer l'essai. Ce n'est guère que par la pratique qu'on arrive à saisir la température convenable, et celle-ci ne saurait s'apprécier à des indices absolument certains. On peut toutefois formuler, à cet égard, les quelques règles générales suivantes :

La température est *convenable* lorsque les fumées plombeuses s'élèvent lentement en serpentant vers la partie supérieure du moufle, que la surface du bain est brillante et qu'enfin il ne se forme point de cristaux de litharge sur les bords de la coupelle.

La température est *trop élevée*, lorsque le bord de la coupelle devient indistinct et que les fumées plombeuses sont presque invisibles ou qu'elles s'élèvent trop rapidement vers la voûte du moufle. Il faut, dans ce cas, rapprocher la coupelle de l'ouverture du moufle ou diminuer le tirage du four.

Enfin, la température est *trop basse* lorsque les fumées sont lourdes, qu'elles s'élèvent trop lentement sans atteindre la voûte du moufle et qu'il se forme sur le pourtour de la coupelle un anneau de cristaux indistincts d'oxyde de plomb : il faut alors pousser la coupelle vers le fond du moufle et activer le feu.

A mesure que l'opération s'avance, l'oxydation fait des progrès, et les taches de litharge se multiplient en prenant un mouvement plus rapide. Le bain métallique diminue d'ailleurs progressivement de volume et laisse, en baissant, une trace circulaire rougeâtre sur le bassin de la coupelle ; sa surface devient de plus en plus convexe et acquiert un éclat croissant.

Il faut alors élever la température aussi rapidement que possible, surtout dans le cas d'alliages très riches, car le plomb diminuant de volume devient proportionnellement de plus en plus riche en or, et la fusibilité de l'alliage qu'il forme avec ce métal précieux est par suite de moins en moins grande.

Lorsque l'opération touche à sa fin, les particules brillantes de litharge fondue deviennent de plus en plus grandes ; elles prennent

un mouvement gyratoire extrêmement rapide auquel le plomb sous-jacent semble quelquefois lui-même participer, puis elles disparaissent, et le bouton perd un instant son éclat, pour se couvrir aussitôt après de bandes vivement irisées qui se meuvent dans tous les sens avec une très grande rapidité. Ces bandes disparaissent à leur tour et le bouton perd de nouveau son éclat; mais, au bout de quelques secondes, les dernières traces de litharge, qui masquent encore le métal précieux, sont absorbées par la coupelle et le bouton d'or apparaît soudain en jetant une vive lumière. Ce phénomène ne dure qu'un instant et le bouton semble de nouveau disparaître. On dit que l'*éclair a passé* et la coupellation est terminée.

On rapproche alors lentement la coupelle de la porte du moufle, de manière que le refroidissement ne s'effectue que graduellement, et on ne retire la coupelle que lorsque le bouton aurifère est entièrement solidifié. Cette précaution permet d'éviter le *rochage*, qui est à la vérité moins à craindre avec les boutons aurifères qu'avec les boutons d'argent, mais qui, cependant, est susceptible de se produire, ainsi que l'a montré Levol, dès que l'or est allié à une quantité suffisante d'argent.

On sait qu'on désigne sous le nom de *rochage* les projections que l'on observe après la coupellation d'un bouton d'argent, lorsqu'on provoque trop rapidement le refroidissement de ce dernier. Samuel Lucas, essayeur à la Monnaie de Londres, Chevillot, essayeur à la Monnaie de Paris, et Gay-Lussac ont montré successivement que ces projections étaient dues à l'oxygène qu'absorbe l'argent fondu et qui se dégage trop brusquement, lorsque le refroidissement du métal précieux n'est pas lentement progressif.

Levol a fait voir ultérieurement que l'argent allié à l'or ne perdait la faculté d'absorber l'oxygène que lorsque la proportion de l'or dans l'alliage dépassait le tiers du poids de l'argent.

Comme les matières aurifères soumises à la fonte plombeuse renferment fréquemment des quantités importantes d'argent et que cet argent passe avec l'or dans le culot de plomb, on voit qu'il est prudent de prendre toujours les précautions nécessaires pour éviter le rochage. D'après quelques chimistes, la présence de 1,5 à 2 0/0 de cuivre dans le bouton aurifère préviendrait complètement ce phénomène, qui n'est d'ailleurs jamais à craindre pour des boutons dont le poids ne dépasse pas 1 centigramme (Rivot).

Le bouton, si l'opération a été bien conduite, présente une surface brillante et régulièrement arrondie et n'adhère que faiblement à la coupelle par sa face inférieure. On le détache avec précaution, à l'aide d'une petite pince spéciale (*fig.* 12) et on le nettoie parfaitement en le frottant vivement avec un pinceau formé de fils de laiton. Lorsqu'il est bien nettoyé, on le porte sur le plateau d'une balance donnant le dixième de milligramme et on le pèse. Si le bouton n'est formé que par de l'or pur, on a ainsi immédiatement la teneur de la substance soumise à l'analyse ; mais le plus souvent l'or est accompagné par des quantités variables d'argent et parfois aussi par du platine, de l'iridium, du rhodium, et l'analyse ne peut être terminée qu'en appliquant les procédés de la voie humide.

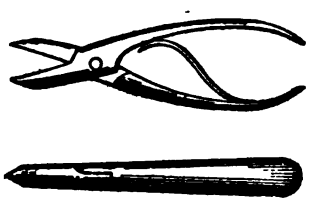


Fig. 12. — Pinces à boutons.

La présence de ces divers métaux est facile à constater au seul aspect du bouton.

C'est ainsi qu'une petite quantité d'argent suffit à donner à l'or une coloration jaune pâle.

C'est ainsi également que quelques millièmes de platine rendent le bouton cristallin et rugueux, et que le rhodium et l'iridium donnent des petites taches noires qu'on ne peut apercevoir qu'à l'aide de la loupe ; ces deux derniers métaux provoquent quelquefois le rochage.

Lorsque la coupellation a été mal conduite, on s'en aperçoit également à quelques caractères facilement discernables. Si la surface du bouton est terne au lieu d'être brillante, c'est qu'on a coupellé à une trop haute température, et l'on dit alors que l'*essai a eu trop chaud.* Si l'on n'a pas passé l'éclair à une température suffisamment élevée, l'or peut retenir une certaine quantité de plomb et des traces de métaux étrangers ; le bouton est cassant au lieu d'être malléable, et l'on dit que l'*essai a eu trop froid.* Dans ce cas, Van Riemsdyk conseille de coupeller le bouton à nouveau, avec addition de 10 0/0 de chlorure de cuivre et une quantité convenable de plomb pauvre : on expulse ainsi les métaux étrangers dont les chlorures sont volatils.

III. **Inquartation.** — L'essai d'or a pour but de déterminer le titre en or du bouton obtenu par la coupellation. Il contient, en

même temps que de l'or, de l'argent et parfois un peu de cuivre, de platine, d'iridium, etc.

Je me bornerai au cas de l'or et de l'argent seulement, l'examen des autres séparations rentrant dans le domaine de la docimasie et ne se présentant qu'exceptionnellement dans les exploitations aurifères courantes.

Attaque par l'acide azotique. — L'acide azotique ne dissout la totalité de l'argent que lorsque la proportion de ce métal contenue dans l'alliage n'est pas inférieure à une certaine limite.

Les chimistes ne sont pas absolument d'accord sur cette limite, et celle-ci varie d'ailleurs avec le degré de concentration de l'acide employé, et avec la manière dont on conduit l'attaque. D'après Pettenkofer, il suffit que dans un alliage d'or et d'argent il y ait 1,75 partie d'argent pour 1 partie d'or pour que l'argent soit complètement entraîné par l'acide azotique concentré, agissant pendant un temps suffisamment long.

D'après Chaudet et Kandelhardt, la totalité de l'argent ne peut être enlevée par l'acide azotique que si l'alliage renferme au minimum de 2,5 à 3 parties d'argent pour 1 partie d'or; il est vrai que ces auteurs ont opéré avec des acides de concentration moyenne et dans des conditions différentes de celles de Pettenkofer.

Enfin, d'après les anciens essayeurs, le départ par l'acide azotique n'est complet que si l'alliage ne renferme pas moins de 3 parties d'argent pour 1 partie d'or.

Entre ces divers résultats, la pratique a pleinement confirmé ceux de Chaudet et de Kandelhardt, et elle a montré que c'est en opérant dans les conditions indiquées par ces deux auteurs qu'on effectue le plus rigoureusement la séparation des deux métaux précieux. Nous admettrons donc dans ce qui suit, que, pour entraîner la totalité de l'argent dans l'attaque par l'acide azotique d'un alliage d'or et d'argent, *il faut que cet alliage renferme de* 2,5 *à* 3 *parties d'argent pour* 1 *partie d'or.*

D'après cela, pour appliquer le procédé du départ par l'acide azotique à la séparation de l'or et de l'argent dans leurs alliages, il est nécessaire de distinguer deux cas :

1° L'alliage renferme moins de 2,5 parties d'argent pour 1 partie d'or, c'est-à-dire plus de 30 0/0 d'or.

Dans ce cas, le départ ne peut lui être immédiatement appliqué, et il convient, au préalable, de l'additionner de la quantité d'argent nécessaire pour former un alliage complètement attaquable par l'acide azotique. On dit alors qu'on procède par *inquartation*.

Récemment Balling a montré que l'on pouvait, dans l'inquartation, substituer le cadmium à l'argent, de telle sorte que si l'on ajoute à un alliage d'or et d'argent une quantité de cadmium telle que, dans l'alliage final, la somme des poids du cadmium et de l'argent soit égale à 2,5 fois le poids de l'or contenu, l'alliage sera, entièrement attaqué par l'acide azotique, l'argent et le cadmium passant en totalité dans la dissolution acide. On a donc, à côté, un procédé d'inquartation de cadmium. Nous verrons un peu plus loin quels sont les avantages de ce dernier.

2° L'alliage renferme moins de 30 0/0 d'or.

Dans ce cas, le procédé du départ peut lui être immédiatement appliqué. En résumé, dans l'application du départ par l'acide azotique à la séparation de l'or et de l'argent, nous avons à distinguer les trois cas suivants :

a) Départ avec inquartation d'argent ;

b) Départ avec inquartation de cadmium ;

c) Départ simple, sans inquartation préalable.

Les deux premiers cas s'appliquant aux alliages qui renferment plus de 30 0/0 d'or, et le troisième s'appliquant à tous les alliages où la proportion d'or n'atteint pas 30 0/0.

a) *Départ avec inquartation d'argent.* — Le procédé comprend deux opérations distinctes. Dans la première, on effectue l'inquartation de l'argent nécessaire; dans la deuxième, on procède au départ de l'argent par l'acide azotique.

Pour déterminer la quantité d'argent qu'il convient d'ajouter à l'alliage, il faut, dans un essai préliminaire, déterminer rapidement et approximativement le titre de cet alliage. A cet effet, on en prend 1 décigramme, on le coupelle avec 2,5 décigramme d'argent et 1 gramme de plomb et on attaque le *bouton de retour* par l'acide azotique bouillant. Le poids du résidu d'or fait connaître approximativement le titre. On pourrait aussi déterminer rapidement ce dernier avec la pierre de touche, par la densité de l'alliage, par sa couleur, etc.

Supposons donc le titre appoximativement connu. On pèse avec

soin un demi-gramme de l'alliage et on l'enveloppe dans une feuille de papier avec une quantité d'argent pur telle qu'après l'inquartation, l'alliage obtenu renferme 2,5 parties d'argent pour 1 partie d'or. Il ne convient pas d'introduire dans l'alliage une proportion d'argent plus forte que celle que j'indique ici, car si cette proportion était dépassée, l'attaque ultérieure du bouton de retour par l'acide azotique laisserait un or pulvérulent, finement divisé, et l'on serait exposé, en raison de cet état d'extrême division du métal précieux, à des pertes sensibles dans son dosage. Avec les proportions indiquées, l'or reste au contraire, après le départ, à l'état cohérent et peut être pesé avec une grande exactitude.

Quoi qu'il en soit, on porte dans une coupelle, chauffée au rouge

Fig. 13.

Fig. 14.

Fig. 15.

cerise 2 à 4 grammes de plomb pauvre et, lorsque le métal est découvert, on dépose à sa surface, à l'aide d'une pince, le papier renfermant la prise d'essai et l'argent ajouté. On coupelle ensuite avec toutes les précautions qui ont été indiquées antérieurement (p. 40), en ayant soin, lorsque l'éclair a passé, de ne rapprocher que graduellement et très lentement la coupelle de l'ouverture du moufle et de ne la sortir que lorsqu'elle est froide. Il est indispensable de procéder ainsi, si l'on veut obtenir un bouton qui soit malléable.

On détache alors le bouton de retour de la coupelle, on le nettoie sur sa face inférieure en la brossant vivement, on l'aplatit sur un tas en acier en le battant avec un marteau et on le recuit. On le lamine ensuite de manière à lui donner la forme d'un disque elliptique très aplati (*fig.* 13), et on le recuit encore. On l'enroule ensuite en spirale autour d'un gros fil de fer, et le *cornet* ainsi obtenu, après avoir été recuit encore une fois (*fig.* 14), est soumis à l'action de l'acide azotique.

A cet effet, on l'introduit dans un petit matras d'essayeur (*fig.* 15) qu'on remplit jusqu'à moitié par de l'acide azotique à 1,20 de densité (22° Baumé), complètement exempt de chlore et d'acide sulfurique; il ne convient pas d'employer un acide de concentration plus forte, sinon on s'exposerait à briser le cornet. On chauffe à l'ébullition jusqu'à ce qu'il ne dégage plus de vapeur rutilante, et, pour éviter les soubresauts violents qui pourraient déchirer le cornet, on introduit dans le matras un petit morceau de charbon, ou un petit grain d'orge autour duquel l'ébullition se produit.

Lorsque les vapeurs rutilantes ont cessé de se dégager, on décante la liqueur azotique avec précaution et on le remplace par de l'acide azotique à 1,3 de densité (32° B.). On fait bouillir pendant dix minutes, puis on décante de nouveau et on remplace par un volume égal d'acide de même densité. On porte à l'ébullition pendant dix minutes encore, on décante et on lave à trois reprises différentes avec de l'eau distillée et bouillante, de manière à bien entraîner la totalité de l'azotate d'argent.

On remplit alors entièrement le matras d'eau froide et on le renverse dans un petit creuset de biscuit où l'or, qui a conservé la forme du cornet, descend tout doucement. On décante avec précaution la plus grande partie de l'eau contenue dans le creuset, on absorbe le reste avec du papier buvard et on achève de sécher en chauffant à une douce chaleur.

On porte ensuite le creuset dans le moufle et on chauffe au rouge afin de donner au cornet un peu plus de solidité. On pèse ce dernier après refroidissement, et son poids donne la teneur en or de l'alliage proposé. Par différence on obtient la teneur en argent.

Quelques chimistes ne conduisent pas le départ comme je viens de l'indiquer : ils effectuent deux ébullitions seulement avec de l'acide azotique, une première fois avec de l'acide à 1,20 et une seconde fois avec de l'acide à 1,30, mais en prolongeant cette deuxième ébullition pendant une heure environ. On arrive, dans ces conditions, à entraîner la presque totalité de l'argent, bien que, d'après Kandelhardt, les résultats soient moins exacts qu'en procédant par trois ébullitions successives.

D'autres chimistes enfin ont conseillé une seule ébullition, mais prolongée, avec de l'acide à 1,30 de densité; le procédé n'est pas recommandable, car il laisse toujours dans l'or un reliquat d'argent

que Kandelhardt évalue à 0,005. Le procédé du départ, tel qu'il vient d'être décrit, comporte un certain nombre d'erreurs, qui proviennent les unes de la coupellation lors de l'inquartation de l'argent, et les autres du départ. La coupellation provoque des pertes par volatilisation du métal précieux et par son entraînement dans les pores de la coupelle. Mais ces pertes sont infiniment moindres que dans le cas d'un alliage d'or et de cuivre car d'une part la quantité de plomb exigée pour la coupellation est beaucoup plus faible, et, de l'autre, il n'est pas nécessaire de passer l'éclair à une température aussi élevée.

Le départ comporte une erreur de sens contraire à celle qui est due à la coupellation. Quel que soit en effet le soin qu'on apporte dans les attaques successives à l'acide azotique, on ne parvient pas à entraîner la totalité de l'argent, et l'or obtenu retient toujours des traces de ce métal. D'après Kandelhardt, en opérant comme je l'ai indiqué, le reliquat d'argent reste compris entre 0,0005 et 0,001 ; mais si l'on réduit la durée des ébullitions successives, le reliquat augmente et peut atteindre 0,0015 à 0,002.

Quoi qu'il en soit, l'erreur finale commise sur le dosage de l'or est représentée par la différence entre le poids du reliquat d'argent contenu dans la prise d'essai et le poids de l'or qui s'est perdu pendant la coupellation.

En général, les pertes pendant la coupellation des alliages d'or et d'argent étant très faibles, l'erreur sera positive, et il y aura par suite surcharge ; il peut aussi y avoir compensation entre les diverses erreurs, et le dosage est alors exact. Enfin, mais plus rarement, la quantité d'argent retenue par le cornet peut être inférieure au poids de l'or perdu pendant la coupellation, et l'on évalue trop bas le titre de l'alliage.

b) *Départ avec inquartation de cadmium.* — On détermine le titre approximatif de l'alliage à examiner, en procédant comme nous l'avons indiqué plus haut ; on pèse très exactement 1/2 gramme de l'alliage et on l'introduit dans un creuset en porcelaine dans lequel on a fondu préalablement un petit morceau de cyanure de potassium. On ajoute à la prise d'essai une quantité de cadmium telle que son poids augmenté de celui de l'argent, déjà existant dans l'alliage, soit égal à 2,5 fois le poids de l'or. On fond, et lorsque la fusion est complète, on laisse refroidir dans l'eau chaude. On retire

ensuite le bouton ainsi obtenu et on le jette dans un matras d'essayeur contenant de l'acide azotique à 1,2 de densité. On porte à l'ébullition pendant une heure environ, puis on décante et l'on ajoute à deux reprises différentes de l'acide à 1,3 de densité en faisant bouillir chaque fois pendant dix minutes environ. On décante le troisième acide, on le remplace par de l'eau chaude, on fait bouillir pendant cinq minutes environ, afin d'être bien certain d'enlever la totalité de l'azotate de cadmium, on décante encore. On lave à deux reprises différentes avec de l'eau distillée, puis le matras étant rempli d'eau, on le renverse dans un creuset où le bouton tombe doucement. On décante l'eau du creuset, on sèche le bouton, on le calcine au rouge et on le pèse. On obtient ainsi le poids de l'or contenu, et, d'après Balling, le résultat obtenu est exact jusqu'à la troisième et la quatrième décimale.

Dans les dissolutions azotiques réunies et renfermant tout l'argent en dissolution, on peut doser ce métal par le procédé volumétrique de Gay-Lussac. On obtiendra le dosage de l'argent avec une grande exactitude, car, pendant la fusion de l'alliage avec le cadmium, il n'y a pas de pertes sensibles en métaux précieux. C'est un avantage de la méthode au cadmium sur le procédé d'inquartation avec de l'argent.

c) *Départ sans inquartation préalable.* — C'est le procédé qui est applicable aux alliages renfermant moins de 30 0/0 d'or.

On prend 1/2 gramme de l'alliage, on le lamine en feuille mince, on l'introduit dans un petit matras, et on l'attaque avec de l'acide à 1,20 de densité en chauffant à 50 ou 60° jusqu'à ce que les vapeurs rutilantes aient disparu. On décante, on ajoute 25 à 30 grammes d'acide azotique concentré et on chauffe pendant une heure ou deux en maintenant la température à 80°. On décante, on lave à plusieurs reprises avec de l'eau chaude le résidu d'or pulvérulent, puis on remplit le matras d'eau froide et on le renverse sur un creuset où l'or se rassemble lentement. On décante l'eau du creuset en prenant beaucoup de précautions pour ne pas entraîner de l'or pulvérulent, puis on calcine le métal précieux et on le pèse.

Pour être certain de l'exactitude du dosage du métal précieux, il convient de s'assurer qu'il ne retient plus d'argent. A cet effet, on l'attaque par l'eau régale, et lorsque la dissolution est complète on étend de beaucoup d'eau. On laisse la liqueur en repos pendant

plusieurs heures et si, au bout de ce temps, il ne s'est produit aucun précipité de chlorure d'argent, on peut être certain que ce métal a été entièrement entraîné par l'action de l'acide azotique. S'il se produit un précipité de chlorure d'argent, le dosage de l'or et inexact, et il convient de le rectifier en procédant au dosage de l'argent.

On précipite ce métal à l'état de chlorure de sa dissolution azotique. On réunit le précipité au chlorure d'argent provenant de la dissolution de l'or impur dans l'eau régale et on pèse. D'après le poids du chlorure, on calcule la proportion d'argent contenu dans l'alliage et, par différence, on a le poids de l'or.

Comme le dosage de l'argent à l'état de chlorure est extrêmement exact, on peut considérer le dosage de l'or comme exact au même degré.

PREMIÈRE PARTIE

EXTRACTION DE L'OR DE SES MINERAIS

GÉNÉRALITÉS SUR LES GISEMENTS D'OR

Avant d'entrer dans la description des méthodes de recherches et d'exploitation des gisements aurifères, et dans l'exposé des procédés d'extraction de l'or de ses minerais, il convient de donner quelques notions sur la façon dont se présentent les mines d'or, sur les terrains où on les rencontre et sur la forme sous laquelle se trouve le métal précieux dans les différents cas.

On pourrait écrire un gros traité de géologie pure et appliquée si l'on voulait aborder le sujet sur ses différentes faces, car, comme pour toutes les questions qui n'ont pas reçu de solution définitive, on a beaucoup discuté et écrit et l'on discutera longtemps encore sur l'origine de l'or, sur son mode de concentration dans les terrains qui le renferment, question passionnante, surtout pour nous autres Français, toujours imbus des idées de généralisation à outrance qui nous sont particulièrement chères. Les hommes de ma génération, notamment, qui ont été élevés, au point de vue géologique, dans des idées absolument abstraites, ont dû s'imposer un effort réel, après avoir constaté l'inanimité de ces théories en présence de la vie pratique, pour arriver à élargir leurs idées. Ils ont pu acquérir ainsi une conception, plus nette et plus conforme à la réalité des faits, de la genèse des gîtes métallifères en général, et de ceux d'or en particulier.

Mais, fidèle à la ligne de conduite que j'ai esquissée en tête de cet ouvrage, je chercherai plutôt à m'attacher au mode de formation

des gisements aurifères et à en donner une classification rationnelle, plutôt qu'à discuter sur l'origine de ces formations.

En tout état de cause, la question de l'origine de l'or, pas plus que celle de l'origine des autres métaux, pas plus que celle de la matière, ne peut recevoir de solution satisfaisante dans l'état actuel d'entendement de l'esprit humain, tandis que nous pouvons, avec une exactitude assez grande, nous rendre compte du phénomène, beaucoup plus intéressant au point de vue pratique, de la concentration du métal précieux dans tels ou tels terrains où nous allons l'extraire. Ici, les monographies abondent, et chaque jour en amène de nouvelles qui sont de plus en plus précises, les procédés d'investigation se perfectionnant à tout instant, ce qui nous permet de réunir des matériaux qui déterminent de mieux en mieux les conditions du problème.

Nous nous apercevons ainsi que les idées émises jusqu'à ce jour sont loin de répondre à la réalité des faits et que l'or, bien qu'il soit généralement localisé dans les terrains anciens, s'y rencontre non seulement à l'état de filons, de couches ou d'amas, mais encore comme constituant intégral de ces roches elles-mêmes. Sans trop généraliser cette extrême diffusion de l'or, sans le trouver en quantités payantes dans les meulières des environs de Paris ou même dans l'eau de mer (ce dernier gisement étant périodiquement exploité, à ma connaissance, au moins tous les dix ans par des sociétés qui trouvent toujours des actionnaires), on peut dire que les découvertes récentes, notamment en Sibérie et à Madagascar, ont jeté un jour nouveau sur cette question de l'or en tant qu'élément constitutif des terrains. L'industrie alluvionnaire a été, en réalité, la cause de cette découverte, vu les cas très nombreux de placers payants trouvés dans des endroits où il n'y avait pas trace de gisements filoniens susceptibles, par l'érosion superficielle, de donner comme résidu les quantités d'or récoltées dans les alluvions.

Des preuves directes ont permis de constater que, même de très faibles teneurs dans la roche initiale suffisaient, grâce aux énormes volumes détruits par l'érosion sur des terrains restés constamment émergés depuis les époques les plus anciennes de consolidation de la croûte terrestre, pour expliquer la présence de placers payants dans les vallées creusées à travers ces terrains.

Cependant, au point de vue pratique, les gîtes aurifères propre-

ment dits, c'est-à-dire ceux qui, dans le sein même de la terre, possèdent une teneur suffisante pour laisser un bénéfice, après prélèvement des frais d'exploitation et de traitement, sont les seuls qui présentent actuellement de l'intérêt ; je me bornerai donc à en donner la classification usuelle, à savoir : *gisements en place*, et *gisements secondaires*, ces derniers provenant de la décomposition ou du transport des premiers par des agents naturels.

Gisements en place. — Dans cette classe, figurent en première ligne les *filons* ou *amas quartzeux*, les *conglomérats*, ou pour mieux dire, les *bankets* du Transvaal et enfin les *roches aurifères* proprement dites dont j'ai parlé plus haut.

Le banket, dont la vogue a été établie par le succès du Transvaal, pourrait, à la rigueur, être classé parmi les gisements secondaires ; nous en reparlerons, à propos de son exploitation, dans la seconde partie de cet ouvrage ; je me contente ici de le signaler.

Dans les filons ou amas quartzeux, aussi bien que dans les bankets, les parties voisines de la surface sont en général *profondément altérées*, par suite de la circulation souterraine des eaux. Elles y ont détruit toutes les combinaisons auxquelles l'or est fréquemment associé et le résultat de ces actions postérieures est de donner des minerais dans lesquels le métal précieux est totalement amalgamable. C'est ce que les Anglais appellent les « *free milling ores* ». Au-dessous de cette zone, le minerai se présente en partie avec or *libre* et en partie avec or *combiné ;* enfin, en profondeur, au-dessous du niveau hydrostatique de la région, les minerais n'ont subi aucune altération, et l'or y est, en grande partie, totalement même dans bien des cas, *mélangé* ou *combiné* à d'autres éléments (*sulfures*, *tellures*, *séléniures*, *antimoniures*, etc.), qui en rendaient, jusqu'à ces dernières années, le traitement onéreux et parfois impossible (*refractory ores*, *rebellious ores*, etc.).

Gisements secondaires. — Dans les gisements secondaires, se classent toutes les *alluvions aurifères récentes* ou *anciennes*, ainsi que la *latérite*, roche de décomposition superficielle qui a pris dans ces dernières années une importance non soupçonnée jusqu'alors, par suite du développement des affaires aurifères dans les pays à climat tropical.

On désignait autrefois sous le nom de latérite une roche ferrugineuse décrite tout d'abord à Ceylan (de Lapparent) et qu'on a reconnue exister sous le nom de *cascajo* sur tout le continent Sud-Américain, couvrant ainsi d'immenses surfaces en Colombie, au Vénézuéla, dans les Guyanes et jusque dans le Brésil.

L'ouverture récente des mines de l'Ouest africain a permis de reconnaître aussi la présence dans ces pays de ce manteau superficiel, plus ou moins continu, tantôt argileux, tantôt ferrugineux, au point de constituer un véritable minerai de fer (roche à ravets de la Guyane, minerai oolithique du Fouta-Djallon).

Cette latérite, que j'ai étudiée spécialement dans d'autres ouvrages, est, en réalité, le résultat de la destruction superficielle de roches formant l'ossature principale du pays, ce qui explique les variations de sa composition et la prédominance générale de la silice dans sa constitution, les autres éléments ayant été détruits ou entraînés sous forme de sels solubles. La présence du fer, même en très grande quantité, comme cela se produit fréquemment, s'explique par la facilité avec laquelle cet élément, provenant des pyrites contenues dans la roche mère, se dissout et se précipite sur place sous forme de sels insolubles dont la quantité augmente d'autant plus que ce phénomène de destruction superficielle a plus longtemps duré. Il est donc naturel de trouver dans ces latérites l'or contenu dans la roche mère et aussi celui provenant de la destruction des filons que renfermait la masse initiale. Nous en verrons des exemples tout à fait caractéristiques à propos des exploitations filoniennes de la Guyane, qui ont jeté un jour nouveau sur cette question jusqu'ici si controversée de la formation latéritique superficielle.

CHAPITRE PREMIER

ALLUVIONS AURIFÈRES

Généralités. — Définitions. — Tout le monde sait que le lavage des sables alluvionnaires contenant de l'or natif en *grains* ou *pépites* de volumes variables, qui composent les gisements connus sous le nom générique de *placers*, constitue la première phase de l'exploitation de l'or dans les contrées favorisées par la présence du précieux métal.

La facilité avec laquelle l'or, grâce à son poids spécifique élevé, se sépare des stériles qui l'accompagnent, permet d'opérer le lavage avec les instruments les plus rudimentaires : batée en bois, long-tom ou sluice portatif, tous ces appareils, ingénieux somme toute, qu'emploie le prospecteur d'or, il les emprunte à la forêt voisine.

Période héroïque. — La période de début, qu'on peut qualifier d'*héroïque*, tant par les efforts et les privations qu'elle exige de la part des aventuriers chercheurs d'or, que par les gains inespérés qu'elle procure, n'est généralement que de courte durée. Bientôt la nécessité de s'organiser, de défendre les biens acquis, conduit les exploitants à délimiter les « claims » occupés ou vacants et pousse les camps miniers à s'établir d'une façon stable. Des magasins, des cabarets — creusets, auxquels vient aboutir le soir la récolte de la journée — s'élèvent comme par enchantement ; l'ensemble se complète dans les pays Anglo-Saxons par un bureau de poste et une banque, peu après par l'église et par l'école. Cette période, de courte durée est généralement marquée par quelques trouvailles retentissantes. Celles-ci entretiennent la fièvre jusqu'au moment où, les nids riches ayant été vidés, l'annonce de la découverte d'un nouveau champ aurifère amène l'exode en masse des chercheurs d'or, race toujours famélique, mais toujours pleine d'espérance, toujours à la veille, dans ses rêves d'or, du coup de fortune qui enrichit son homme en un jour !

Période rationnelle. — C'est alors qu'on entreprend sur les placers « écrémés » l'exploitation de sables plus pauvres, avec des moyens techniques moins primitifs, quoique coûteux encore. On relave les déblais des premiers prospecteurs, en attendant qu'une troisième couche d'exploitants, de moins en moins gourmands, viennent relaver le résidu des résidus. On voit dans les anciens placers californiens sur des déblais qui ont été lavés avec profit par quinze exploitants successifs, des chinois venant relaver avec patience et profit les restes de leurs prédécesseurs. Les procédés, dès ces premières reprises, sont déjà moins barbares : on ne compte plus uniquement sur la gravité pour séparer l'or de ses gangues. On s'aide du mercure pour amalgamer l'or fin que les moyens purement mécaniques seraient impuissants à retenir, à « *sauver* », suivant l'expression imagée des Anglo-Saxons. Cette période, que j'appelle *rationnelle* de l'exploitation des placers, est celle qui donne à la fois les plus grandes quantités d'or et les profits les plus beaux et les plus sûrs. Le pays est déjà « dégrossi », s'il est permis d'employer ce terme, le passage des premiers exploitants, tout en démontrant l'existence des alluvions « *payantes* » est loin d'avoir épuisé la couche aurifère qui n'a été qu'effleurée, écrémée, par des travaux exécutés sans plan et sans méthode : la récolte est abondante et sûre.

L'exploitation rationnelle des placers exclut l'emploi de la batée, qui reste le prototype, l'instrument classique des temps héroïques. On voit alors apparaître les méthodes permettant d'économiser la main-d'œuvre tout en opérant sur de grandes masses à la fois. C'est ainsi que les Américains ont inventé la méthode hydraulique pour l'abatage et le lavage de leurs alluvions pliocènes de la Californie, accrochées sur le flanc des vallées actuelles, permettant par conséquent d'évacuer sans peine les résidus des cubes colossaux de déblais qu'ils déplacent grâce à ce procédé brutal, mais économique. A ce même ordre d'idées se rattache le dragage des placers situés en contre-bas des rivières ou des marais, qui prennent maintenant une place importante, en Nouvelle-Zélande, aux États-Unis, en Guyane, en Afrique centrale, dans les régions en un mot où le procédé hydraulique est rendu impossible par suite de la position même des placers, ou interdit par les lois, vu les conséquences désastreuses qu'il apporte dans le régime des rivières que la masse de déblais qu'on leur envoie fait déborder et divaguer sur les terres fertiles des plaines.

Fig. 16. — Exploitation hydraulique de l'or (North Bloomfield, Californie).

Teneur limite. — Ces diverses étapes, ces diverses méthodes sont maintenant si bien connues, si bien classées, qu'il est possible à un homme du métier, par un simple coup d'œil jeté sur une exploitation aurifère, de savoir presque exactement à quoi s'en tenir, non seulement sur la période qu'elle traverse, cela saute aux yeux, mais même d'être fixé sur sa teneur moyenne. Tout d'abord les laveurs à la batée, s'il y en a sur le placer, vous disent tout de suite à quelle limite de rendement journalier ils considèrent une alluvion comme exploitable avec leur simple appareil. C'est un chiffre qui varie énormément suivant le prix de la vie sur les placers et par conséquent suivant sa distance des bases de ravitaillement, etc. Quel que soit ce chiffre, il suffit de le multiplier par 4 pour avoir la valeur de l'or contenu dans 1 mètre cube d'alluvion traitée, car un bon laveur à la batée faisant lui-même sa fouille, ne peut guère dépasser 25 opérations de 10 litres par journée de travail. Au sluice portatif (long-tom) le rendement s'élève beaucoup et peut atteindre 2 mètres cubes par ouvrier.

Tel est le tableau exact de la marche des événements dans les régions aurifères nouvelles, dans lesquelles aucun règlement, aucune loi préexistante ne vient modifier la succession naturelle des exploitations. La Californie de 1848 à 1860, l'Australie dès 1857, la Nouvelle-Zélande plus récemment; enfin, tout à fait de nos jours, la Guyane et le Klondyke, tous ces pays à placers ont présenté, présentent ou présenteront sur une échelle plus ou moins vaste, le tableau que nous venons d'esquisser. D'autres pays déjà connus comme étant favorisés par l'existence de placers aurifères, notamment les régions équatoriales de l'Afrique centrale, la partie moyenne du Soudan, le Fouta-Djallon, etc., entreront bientôt en ligne de compte à leur tour.

Le Transvaal s'est placé d'emblée dans la phase qui suit celle que nous venons de décrire, à savoir celle dans laquelle on s'occupe de l'or dans ses gisements primitifs, couches ou filons, au lieu de s'attaquer aux grains ou pépites que la démolition des parties superficielles de ces gisements par les agents atmosphériques, — ces destructeurs lents, mais sûrs, de toutes les aspérités de l'écorce terrestre — a concentrés au sein des graviers et des sables qui composent les alluvions aurifères. C'est là un cas exceptionnel, qui tient à ce que, au Transvaal, ces résidus des agents d'érosion ont eu, du moins

dans les parties connues jusqu'à présent, une importance minime par rapport aux quantités d'or contenues dans les gisements primitifs proprement dits. Ces derniers jouent, il faut le dire, malgré les défaillances que provoque et que provoquera périodiquement la spéculation sur les titres miniers, un rôle prépondérant dans la production mondiale de l'or.

L'exploitation de l'or dans son gisement originaire suit, d'habitude, l'épuisement plus ou moins complet des placers. Ces derniers sont situés, en général, dans le voisinage immédiat des gisements primitifs, surtout quand l'or se présente en gros grains ou en pépites, car l'or sous cette forme, contrairement à une opinion fausse, mais généralement répandue, n'a que *très peu voyagé* depuis l'époque où il a été mis en liberté et déposé dans les couches détritiques qui constituent les alluvions. En un mot, l'exploitation alluvionnaire *est le prélude ordinaire et logique* de l'exploitation filonienne.

Classification des alluvions. — Les alluvions aurifères se classent, suivant leur position par rapport à l'orographie actuelle des pays où elles se trouvent, en alluvions anciennes et alluvions modernes.

Alluvions anciennes. — Les alluvions anciennes peuvent appartenir aux époques géologiques les plus variées. On en connaît qui se sont formées à l'époque primaire ; elles sont alors généralement transformées en conglomérats et recouvertes par les terrains d'âges plus récents. Dans le bassin houiller du Gard, par exemple, les conglomérats qui se trouvent à la base de cette formation sont légèrement aurifères, et c'est à la destruction de ces terrains qu'est due, par suite d'une concentration nouvelle, la présence dans le cours du Gardon d'une quantité suffisante de paillettes d'or pour que, à la suite des crues notamment, certains orpailleurs du pays puissent retirer, même de nos jours, une certaine quantité d'or d'endroits bien connus d'eux où se déposent ces paillettes de métal précieux.

Aux alluvions anciennes appartiennent aussi ce qu'on appelle les alluvions des plateaux qui, dans certains pays, ont joué un rôle considérable dans les débuts de l'exploitation aurifère.

Les alluvions tertiaires de la Californie notamment sont restées fameuses par la méthode à la fois si originale et si puissante que les Américains ont appliquée à leur exploitation (*fig.* 16).

Ces alluvions anciennes se caractérisent par le fait qu'elles ont été déposées à une époque où l'orographie du pays était absolument différente de celle des rivières actuelles, de sorte que ces anciens chenaux aurifères coupent, parfois à angle droit, les vallées dans lesquelles s'écoulent de nos jours les cours d'eau qui arrosent la contrée. C'est cette particularité qui a permis au système hydraulique de prendre un développement qui sera exposé plus loin.

Alluvions récentes. — Les alluvions récentes se divisent en deux classes : celles qui sont au-dessus du niveau actuel des rivières, et celles au contraire qui sont recouvertes par elles ou tout au moins

Fig. 17. — Alluvions aurifères de la Boukharie.

qui se trouvent au même niveau que les rivières. Cette dernière constitue la classe désignée par les Anglais sous le nom de « *Shallow placers* » (placers de petite profondeur) et qui comprennent aussi le lit même des rivières aurifères, car il est rare que les gîtes appartenant à cette catégorie ne soient pas accompagnés de cours d'eau qui roulent encore actuellement de l'or plus ou moins fin, provenant du remaniement des terrasses latérales, qui contiennent aussi des quantités plus ou moins grandes de métal précieux.

On peut dire en réalité que l'or, grâce à son poids spécifique considérable, est constamment dans un état de concentration latente au sein des alluvions qui en renferment et que les fleuves qui coulent dans des vallées contenant des alluvions aurifères sont de véritables

appareils d'enrichissement détruisant les dépôts successifs au fur et à mesure que leur thalweg s'abaisse et concentrant de plus en plus dans les alluvions qu'ils déposent les fragments de métal précieux primitivement épars dans des graviers antérieurs.

Alluvions glaciaires. — Une autre source de dépôts aurifères se trouve dans les moraines déposés par les glaciers. C'est au remaniement de ces appareils, par exemple, que le Rhône doit d'être aurifère à sa sortie des plaines du Lyonnais, du côté de Pont-Saint-Esprit, où il traverse et remanie l'ancienne moraine des glaciers des Alpes. Une autre région caractéristique où ce phénomène se produit sur

Fig. 18. — Alluvions anciennes de la Dandouchka (Boukharie).

une échelle autrement vaste, tenant à la proximité des plus grands glaciers du monde, est le flanc ouest du Pamir, au sud des Monts Alaï, ainsi que le versant ouest du Tian-Chan où de nombreux placers, exploités par les populations locales, n'ont pas d'autre origine.

Méthodes d'exploitation. — Les méthodes d'exploitation des placers sont étroitement liées à la position des alluvions, c'est-à-dire *à leur hauteur au-dessus du niveau des cours d'eau actuels.* On peut donc, à première vue, savoir quelle méthode on doit appliquer, par la simple inspection des conditions dans lesquelles se présentent les gisements à exploiter.

Les alluvions anciennes situées, comme je viens de le dire, à une hauteur parfois très grande au-dessus du niveau des vallées avec

une direction qui les recoupe à angle droit, ayant, par conséquent, la place nécessaire pour la décharge des résidus après traitement, se prêtent admirablement à la méthode hydraulique. Il en est de même pour les alluvions appartenant à la période quaternaire, mais situées encore à une hauteur suffisante pour assurer la libre décharge des « *tailings* » (résidus stériles).

Cette méthode hydraulique offre même de tels avantages lorsque les circonstances s'y prêtent, c'est-à-dire lorsque l'on peut avoir à bon marché et en quantité considérable de l'eau sous forte pression sur les lieux d'exploitation, qu'on l'applique même aux « *shallow placers* », en utilisant une partie de la force de l'eau au relevage des tailings au-dessus du niveau général d'écoulement dans la vallée. Autrement dit, c'est une amplification de la méthode hydraulique pure et simple qui est fort ingénieuse, mais qui demande, comme on le verra plus loin, une dépense d'eau telle qu'elle n'est pratique et réellement économique que dans des cas tout à fait particuliers.

La méthode hydraulique exigeant, en outre, de très grands frais de premier établissement, n'est, en tout cas, indiquée que pour des alluvions dont on a reconnu au préalable des cubes très considérables. On peut, il est vrai, se contenter de teneurs très basses, puisque nous verrons des exemples, dans lesquels des teneurs de 25 à 30 centimes d'or au mètre cube ont laissé d'importants bénéfices; mais elle n'est pas à recommander dans les cas où, même si l'alluvion se prête au point de vue technique à l'installation d'un pareil système, les frais de premier établissement ne peuvent pas être répartis et amortis sur un nombre suffisant de milliers de mètres cubes mis en évidence par le sondage préalable, opération qui doit, de toute nécessité, *précéder* toute exploitation placérienne conduite par des gens raisonnables.

La *sluice*, c'est-à-dire le simple conduit, généralement en bois, de pente et de dimensions convenables, dans lequel on jette les matières aurifères avec une quantité d'eau suffisante et dont le fond est garni d'obstacles ou *riffles* destinés à retenir l'or, est la base de tous les appareils destinés au traitement des alluvions aurifères. On l'emploie couramment pour l'exploitation des alluvions situées à un niveau médiocre au-dessus des cours d'eau actuels, et les genres d'installation varient naturellement à l'infini. Les sluices se

prêtent aussi à l'exploitation mécanique, par excavateurs par exemple, en transportant les matières, par wagonnets ou autrement, du chantier au lavoir.

Enfin les « *shallow placers* » peuvent s'exploiter soit par *barrages en amont*, mettant à sec une partie de la vallée, ce qui fait alors rentrer ces matières dans la classe des alluvions situées à moyenne hauteur, soit par *épuisement artificiel* d'une partie de la vallée, ce qui arrive au même résultat, soit enfin par *dragage* sans rien changer au régime des cours d'eau actuels, ce qui constitue le progrès le plus récent apporté dans l'exploitation de ce genre de gisements et sur lequel je donnerai plus loin des détails complets.

Tel est, dans son ensemble, ce qu'on peut dire au point de vue des méthodes générales à appliquer aux différents gisements d'or suivant leur position ; mais là ne se bornent pas les principes des procédés de lavage. On ne se contente pas de s'appuyer uniquement sur la densité du métal, c'est-à-dire sur la facilité avec laquelle l'or se sépare de ses gangues, facilité grâce à laquelle il gagne facilement le fond des compartiments réservés à cet effet, tandis que les matières plus légères sont entraînées au loin par le courant d'eau. On s'aide aussi du mercure qui, grâce à la propriété qu'il possède, de *mouiller* d'abord et de *dissoudre* ensuite l'or, retient les particules, même les plus fines, de métal précieux qui sont amenées à son contact.

La *densité* est mise aussi à contribution pour le *lavage à sec par le vent*, opération qui a pris dans les contrées désertiques un développement tel que je ne puis passer ce procédé sous silence. Il a été notamment appliqué avec succès en Australie Occidentale, qui a été son pays d'élection, aux États-Unis, et il est à prévoir, surtout depuis que nous savons que toute la partie centrale du Sahara comprise entre l'Adrar et la boucle du Niger est constituée par une pénéplaine archéenne, qu'il aura encore de nombreuses applications en dehors des pays où il est d'ores et déjà en usage.

Nous avons donc en résumé à examiner pour l'exploitation des alluvions, deux sortes de traitement :

A) Lavage dans un courant d'eau ;

B) Emploi du vent pour la séparation à sec.

A) **Lavage au moyen de l'eau.** — C'est celui par lequel commencent tous les pays aurifères, sauf dans le cas désertique.

Le prototype des instruments employés à cet effet c'est la *batée*, camarade inséparable de tout prospecteur d'or.

Batée. — La batée consiste essentiellement en une sorte de plat en bois ou en fer qu'on remplit avec de l'alluvion aurifère et qu'on agite ensuite après un débourbage parfait de la matière, en y introduisant un courant d'eau, tout en lui imprimant un mouvement giratoire, de façon à chasser les particules légères et à concentrer l'or dans le fond. On consacre en général, dans les ouvrages qui exposent le détail de cette opération, une longue description à la façon dont il faut s'y prendre pour manier cet appareil et pour en obtenir des résultats satisfaisants ; mais je n'ai jamais vu personne

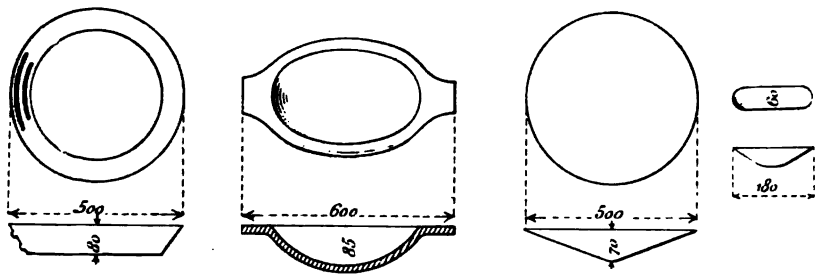


Fig. 19. — Pan. Batée Sibérienne. Batée nègre. Poruña.

arriver à s'en servir en suivant à la lettre les descriptions méticuleuses dans lesquelles entrent les auteurs. Le seul moyen d'apprendre le lavage au moyen d'une batée est d'en voir faire quelques-unes sous ses yeux et de s'essayer ensuite jusqu'à ce qu'on arrive à prendre le tour de main nécessaire.

La forme des batées varie suivant les pays, mais peut se ramener en réalité à quatre types bien distincts :

Le pan américain ;

La batée sibérienne ;

La poruña, de l'Amérique du Sud,

Et enfin la batée conique en fer ou en bois dite batée nègre ou malgache (*fig.* 19).

Pan. — Le pan est employé par les Américains et les Australiens. C'est une sorte de plat en fer non étamé, présentant un rebord évasé d'environ 8 centimètres de hauteur, dans lequel on concentre les parties lourdes par une série de mouvements *non pas giratoires*, mais *oscillants* autour d'un axe horizontal formé par les

deux mains, en même temps qu'on amène graduellement, par secousses, les matières lourdes à se concentrer dans l'angle ou arrête courbe formée par le fond et la paroi évasée du pan quand il est incliné. On a commencé bien entendu par débourber complètement la matière, opération préalable, commune d'ailleurs à tous les essais à la batée, quelle que soit sa forme et son nom.

Lorsque toutes les matières légères ont été chassées et qu'il ne reste plus dans le fond que les substances pesantes : l'oxyde de fer, les matières minérales lourdes, les gemmes, grenats, etc., etc., on commence à pouvoir juger de la teneur en or à l'apparence et à la couleur des extrémités de la petite masse qui reste dans l'angle courbe ; c'est justement ce qu'on appelle les *couleurs*, car, dès qu'on a acquis une certaine habitude de ce genre de recherches, on juge de la teneur sans recourir à la pesée du résidu, mélangé encore avec des proportions assez notables de matières non aurifères. Ce n'est que lorsqu'on veut arriver à une détermination plus exacte, qu'après avoir fait un certain nombre d'opérations en mettant à chaque fois le résidu dégrossi dans un récipient, on les reprend toutes ensemble pour faire alors une pesée. On peut arriver ainsi à estimer très exactement la teneur. Lorsque l'or est fin, on s'aide pour cette dernière opération d'une petite quantité de mercure qui réunit les parties fines et qu'on évapore ensuite après avoir séparé de ce mercure toutes les matières étrangères qui restent flottantes à sa surface. Il ne faut pas oublier en effet que la densité du mercure étant voisine du nombre 13 et celle de l'or supérieure à 19, *le mercure constitue un vide pour l'or*, tandis qu'au contraire toutes les matières minérales ordinaires *flottent à sa surface* comme le ferait un bouchon sur l'eau.

Batée sibérienne. — Cette batée est de forme ovale et porte à ses deux extrémités deux manches en bois taillés à même dans la bille où on a creusé la batée et qui servent à la manier. On la manœuvre aussi comme le pan en faisant entrer l'eau dans l'auge par une série répétée d'oscillations ayant pour axe celui de la batée et en donnant successivement des secousses pour faire descendre les matières lourdes. On utilise la vague qui entre dans l'appareil aussi bien que son reflux, obtenu en soulevant légèrement la batée, pour éliminer successivement toutes les couches de matières qui viennent à la surface. On épierre au fur et à mesure les gros mor-

ceaux après avoir vérifié qu'ils sont propres et qu'il ne reste aucune partie argileuse adhérente. Les quartz sont mis à part de façon à examiner s'ils ne contiennent pas quelques points d'or dans leur masse. On finit l'opération comme il a été expliqué pour le pan; mais les Sibériens s'aident rarement de mercure pour sauver l'or fin qui se trouve dans la batée.

Poruña. — La poruña est l'instrument classique des Sud-Américains. Elle est constituée par un lambeau de corne de bœuf ayant la forme d'une petite cuvette allongée, d'environ 15 centimètres de long sur 6 à 7 de large. C'est dans ce petit appareil que les prospecteurs arrivent, en opérant pourtant sur de bien faibles quantités de matières, à déterminer avec une exactitude surprenante la teneur de l'alluvion qu'ils sont chargés d'estimer. On opère aussi par va-et-vient de l'eau, et les derniers corps étrangers doivent être évacués avec beaucoup de précautions, sous peine de voir s'échapper toute la récolte.

Batée nègre. — Cet appareil se manie tout autrement que les précédents. Il est constitué par une sorte de plat circulaire en bois ou en tôle d'acier ayant la forme d'un cône renversé, très évasé, terminé non pas exactement en pointe, mais par une petite surface arrondie sur laquelle viennent se concentrer les matières à la fin de l'opération. Il y en a de toutes dimensions. Les batées ordinaires, destinées au lavage proprement dit, ont 50 centimètres de diamètre avec un creux d'environ 7 centimètres. Les batées de prospection, pouvant se mettre dans un sac de chasse, ont 30 à 35 centimètres de diamètre et 5 centimètres seulement de creux. Les batées malgaches ont jusqu'à 60 et 70 centimètres de diamètre.

On charge l'alluvion de façon qu'elle forme une sorte de dôme, ce qui correspond, pour une batée de 50 centimètres de diamètre, à un volume d'environ 7 litres de terre. On place alors la batée dans l'eau dans un endroit peu profond, de façon qu'elle repose sur le fond et que l'eau dépasse les bords d'une certaine hauteur; on procède ensuite à l'opération du débourbage en malaxant la terre, sans bien entendu la sortir de la batée, de façon à diluer l'argile qui est enlevé par l'eau environnante, les matières lourdes retombant dans l'instrument. On les fait descendre par une série de petites secousses, puis on commence à donner à l'appareil, en le maintenant à la surface de l'eau, une série de mouvements giratoires qui ont pour résul-

tat de faire embarquer l'eau sur un des côtés de la batée en lui faisant lécher la surface des alluvions restées dans l'appareil et en expulsant, sur l'autre côté de la batée, les matières légères ainsi entraînées. En opérant de la sorte pendant quelques instants, on arrive à réduire le volume par l'élimination de toutes les parties légères et on entrecoupe les évacuations de malaxages répétés, de façon à éviter la perte des grains d'or qui pourraient rester enchassés dans une gaine argileuse. Quand il ne reste plus dans l'appareil que le sable noir et l'or, on termine l'opération en prenant une petite

Fig. 20. — M. Levat lavant à la batée nègre.

quantité d'eau dans la batée en lui donnant un mouvement rotatoire rapide et en la lançant au dehors par une inclinaison subite de l'instrument en même temps que, par quelques coups secs donnés sur la tranche avec la paume de la main, on provoque, par inertie, la séparation de l'or du sable noir et des autres matières demi-lourdes. Ce dernier tour de main demande un certain temps pour être acquis.

Batée boukhare. — J'ai vu employer en Boukharie une batée en bois d'une forme toute spéciale, dont les indigènes se servaient avec une adresse merveilleuse pour séparer l'or des schlichs noirs restés mélangés avec lui sur les feutres en poil de chameau dont ils garnissent le fond de leurs petits long-toms.

C'est une planche rectangulaire en bois de peuplier mesurant 60 centimètres de long sur 40 de large, légèrement incurvée en

forme de tuile, la flèche ne dépassant pas 25 millimètres. Ils opèrent par une série de secousses données à pleines mains, parallèlement au petit axe de la planche, avec addition d'une petite quantité d'eau. L'or se concentre au milieu de la gouttière, et les matières plus légères, qui se séparent complètement du métal précieux, sont évacuées à la main.

Échelles des prospecteurs. — Suivant les pays, le résidu laissé sur la batée est évalué en termes et en valeurs différentes.

Les Américains comptent en « *couleurs* » pour les teneurs les plus basses. Ensuite ils comptent en « *cents au yard cube* », c'est-à-dire qu'ils évaluent la valeur en dollars et fractions de dollar de la quantité d'or contenue dans le yard cube d'alluvion aurifère qui est leur unité de mesure de volumes.

Les Anglais estiment aussi au yard cube, mais en *grains*, *pennyweights* et *onces troy*, c'est-à-dire en *poids réel* d'or contenu dans l'alluvion considérée.

En Guyane, on revient au système américain, c'est-à-dire qu'on compte, *en monnaie réelle*, la valeur de l'or contenu. On débute aussi par les désignations de « *couleurs* », mais la couleur guyanaise la plus minime, appelée « *la couleur faible* », équivaut au moins à 10 couleurs du vocabulaire américain. Au-dessus de la « *couleur faible* » et de la « *couleur forte* », les Guyanais comptent *en sous et en francs au mètre cube.*

En Sibérie, le système est différent. On estime, comme chez les Anglais, le poids réel d'or contenu ; mais l'unité n'est plus une *mesure de volume* comme dans les autres cas, mais *une unité de poids.* Ce sont les *cent pouds* qui constituent la base d'évaluation. Pour passer de cette estimation à l'appréciation en volume, ce qui est indispensable puisque les cubages de placers *se font toujours en volume et non en poids*, on part d'une base fixe conventionnelle qui est la suivante : un sagène cube pèse 1.200 pouds.

Comme j'aurai fréquemment, au cours de cette étude, à donner des estimations de teneurs dans les divers systèmes que je viens d'énumérer, je crois utile de donner un tableau comparatif de ces différentes échelles de prospecteurs en regard de leur valeur dans notre système décimal français. Le lecteur voudra bien s'y rapporter quand il trouvera, dans le corps de cet ouvrage, des indications données avec des unités autres que celles de notre système métrique.

TABLEAU DES ÉVALUATIONS DE TENEURS EMPLOYÉES PAR LES PLACÉRIENS GUYANAIS

DÉSIGNATION DE LA TENEUR	POIDS D'OR contenu dans la batée	POIDS D'OR dans 1 mètre cube d'alluvion (150 batées au mètre cube)	VALEUR au mètre cube à 2 fr. 70 le gramme
	grammes	grammes	francs
1 oueille	0,00035	0,05	0,135
10 —	0,0035	0,50	1,35
15 — } la couleur faible	0,0065	1	2,70
20 — }			
La couleur forte	0,013	2	5,40
Deux sous	0,037	5,55	15
Le sou marqué	0,045	8,325	22,50
Quatre sous	0,074	11,10	30
Six —	0,111	16,65	45
Huit —	0,148	22,20	60
Dix —	0,185	27,75	75
Douze —	0,222	33,30	90
Quinze —	0,277	49,95	112,50
Vingt —	0,370	55,50	150
Trente —	0,555	83,25	225
Deux francs	0,740	111	360
Trois —	1,110	166,50	450
Quatre —	1,480	222	600
Cinq —	1,850	277,50	750
Dix — , etc.	3,70	555	1.500

ÉCHELLE AMÉRICAINE

1 $ = 5 fr. 20 1 yard cube = 750 litres

DÉSIGNATION DE LA TENEUR AU YARD CUBE	VALEUR D'OR au yard cube	VALEUR D'OR au mètre cube
	francs	francs
1 couleur	0,0026	0,00346
5 couleurs	0,013	0,01733
10 —	0,026	0,03466
20 — = 1 cent	0,052	0,06933
2 cents	0,104	0,13866
3 —	0,156	0,208
4 —	0,208	0,27733
5 —	0,26	0,34666
10 —	0,52	0,69333
15 —	0,78	1,04
20 —	1,04	1,3866
25 —	1,30	1,7333
30 —	1,56	2,7733
50 —	2,60	3,4666
1 dollar	5,20	6,933
2 —	10,40	13,866
3 —	15,60	20,80
4 —	20,80	27,73
5 — } teneurs ordinaires du Klondyke	26	34,66
10 — }	52	69,33
15 — }	78	104
20 — }	104	138,66
etc.		

ÉCHELLE ANGLAISE

1 £ = 25 fr. 20 1 oz = 20 dwts = 480 grains = 31 gr. 1035
1 yard cube = 750 litres 1 gramme d'or vaut 3 francs.

DÉSIGNATION DE LA TENEUR AU YARD CUBE	VALEUR D'OR au yard cube	VALEUR D'OR au mètre cube
	francs	francs
1/4 de grain	0,04665	0,0622
1/2 grain	0,0933	0,1244
1 —	0,1866	0,2488
2 —	0,3732	0,4976
3 —	0,5598	0,7464
4 —	0,7464	0,9952
5 —	0,933	1,244
10 —	1,866	2,488
15 —	2,799	3,732
20 —	3,732	4,976
1 pennyweight (dwt)	4,665	6,22
2 —	9,330	12,44
3 —	13,995	18,66
4 —	18,660	24,88
5 —	23,325	31,10
10 —	46,650	62,20
15 —	69,985	93,30
1 once troy (0z.)	93,300	124,40
2 —	186,600	248,80
3 —	279,900	373,20

ÉCHELLE RUSSE

1 zolotnik = 96 dolis = 4gr,266. 1 poud (16kg,381) d'or vaut 18.000 roubles
1 sagène cube d'alluvion pèse 1.200 pouds et cube 9m3,632. 1 rouble = 2fr,66

TENEUR DE L'ALLUVION AUX 100 POUDS	VALEUR DE L'OR contenu dans 100 pouds	VALEUR DE L'OR contenu dans un mètre cube
	francs	francs
1 doli	0,133	0,166
2 dolis	0,267	0,332
3 —	0,40	0,498
4 —	0,533	0,664
5 —	0,6665	0,830
6 —	0,80	0,996
12 —	1,60	1,992
18 —	2,40	2,989
24 —	3,20	3,985
30 —	4	4,981
36 —	4,80	5,977
42 —	5,60	6,974
48 —	6,40	7,97
60 —	8	9,96
72 —	9,60	11,955
84 —	11,20	13,947
1 zolotnik	12,798	15,94
2 —	25,596	31,88
3 —	38,394	47,82
4 —	51,192	63,76
etc.		

L'emploi de la batée nécessite, pour donner des teneurs exactes, une assez grande habileté, qui ne s'acquiert que par l'expérience. Un opérateur adroit arrive à retenir dans sa batée *la presque totalité* de l'or contenu dans l'échantillon. Lorsque l'or est très fin, il est bon de s'aider d'une certaine quantité de mercure pour terminer l'opération et, dans ces conditions, le rendement donné par la batée est au moins égal à celui que donnera pratiquement le lavage aux sluices, car, dans bien des cas, comme on le verra plus loin, cet appareil ne retient pas l'or fin, en farine.

Essai des quartz à la batée. — La batée s'emploie aussi pour évaluer la teneur des quartz à or libre dans l'exploitation filonienne; on procède alors de la manière suivante : l'échantillon est d'abord pilé au mortier et passé au tamis 80. S'il reste de l'or libre, en grains n'ayant pas traversé l'étamine, on le met de côté pour l'ajouter à celui qui reste dans la batée. On procède alors au lavage de la partie tamisée et on évalue le résidu qui reste au fond de l'appareil. S'il reste seulement des traces, on opère une série de batées sur de nouvelles parties, de manière à réunir tous les fonds de batées en un seul et opérer alors sur un poids suffisant pour passer le résidu final à la balance. On s'aide, bien entendu, dans ce cas, du mercure pour réunir l'or fin. On peut, dans ces conditions, apprécier avec une exactitude suffisante des teneurs de 4 à 5 grammes à la tonne en opérant sur des poids de 1 kilogramme à chaque prise d'essai. La présence des pyrites gène considérablement cette méthode approximative de traitement; mais, pour les minerais de surface qui sont en général complètement oxydés, ce procédé est susceptible de rendre dans des mains habiles les plus précieux services. Il est en tout cas indispensable d'habituer à l'usage de ce petit appareil les ingénieurs, chefs de chantiers et prospecteurs qui s'occupent de recherches de mines dans les pays neufs.

Cradle. — Le *cradle*, *rocker* ou *berceau* (*fig.* 21), est le premier degré de perfectionnement après la batée, pour le lavage d'un certain volume d'alluvions. Il repose sur le même principe que la batée boukhare dont j'ai parlé plus haut. C'est une sorte de caisson rectangulaire en bois dans lequel on place l'alluvion à laver et auquel on imprime un mouvement de va-et-vient grâce à deux cerces

clouées sous la caisse, en même temps qu'on y verse de l'eau avec un seau ou par une petite conduite. C'est l'outil préféré des Chinois qui viennent avec patience relaver des tailings abandonnés par les premiers exploitants. Le cradle est fréquemment accompagné d'un petit tamis qui sépare les gros cailloux du reste de l'alluvion. C'est

Fig. 21. — Un cradle, ou rocker.

un pas rudimentaire dans le sens du classement, qui joue un rôle si important dans le sauvetage de l'or fin. Le cradle porte en général deux ou trois riffles transversaux destinés à retenir l'or pendant les manœuvres de balancement.

Cradle Mactear. — M. Pelatan, Ingénieur civil des mines, à Paris, a installé dans ces derniers temps des cradles perfectionnés qui ont donné d'excellents résultats sur des mines contenant de l'or alluvionnaire mélangé avec de la cassitérite.

L'appareil diffère d'un cradle ordinaire par cette particularité qu'il est entièrement recouvert, sur toute sa longueur, par une tôle perforée percée de trous rectangulaires de 6 millimètres de largeur, recouvrant un fond garni lui-même de riffles transversaux.

Cet appareil consomme peu d'eau, environ 3 mètres cubes par heure, et peut passer 12 à 15 mètres cubes de graviers par journée.

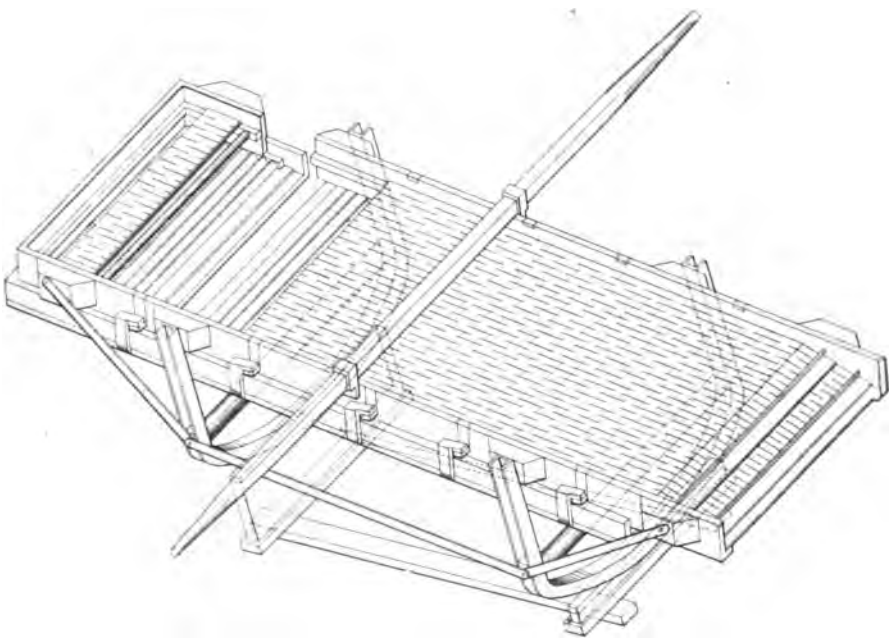


Fig. 22. — Cradle Mac Tear.

La perspective isométrique de la figure 22 représente une vue d'ensemble de l'appareil, qui dispense de longues explications. Le balancement se fait au moyen de deux cerces en fer à U roulant sur deux guides horizontaux dont on peut faire varier l'inclinaison relative, de façon à régler à volonté, suivant la nature des matières traitées, la pente de l'instrument.

La surface de ce cradle est de $2^m,70$ de long sur $0^m,90$ de large. Le poids de l'ensemble, emballé pour le transport en pays difficile, est de 360 kilogrammes.

On garnit le fond de l'appareil de couvertures en laine qui retiennent l'or, même fin. La main-d'œuvre se réduit à trois personnes, une femme ou un gamin pour imprimer le mouvement de berceau, un chargeur et un autre gamin pour l'évacuation des matières.

La durée de la plaque perforée supérieure est de six mois environ c'est la seule partie qui s'use réellement. Le nettoyage et la récolte de l'or prennent environ dix minutes.

Le prix d'un de ces appareils est de 1.200 francs, emballage maritime compris.

Long-tom. — Le *long-tom* est un appareil déjà un peu plus important que le cradle, mais néanmoins très rustique encore. *Il comporte toujours un classement à sa tête*, c'est-à-dire qu'on n'y

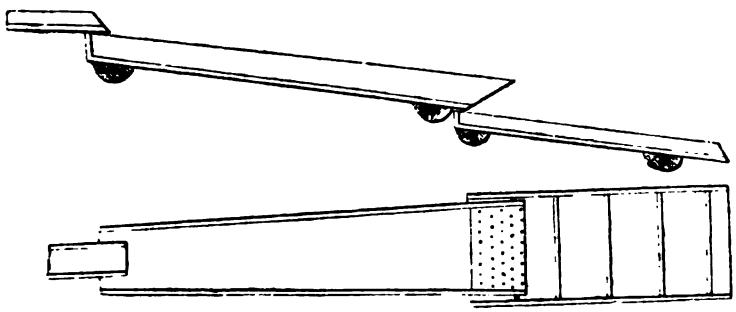


Fig. 23. — Long-tom.

passe que des matières ne dépassant pas un certain volume. Il se compose essentiellement d'une boîte de 3m,60 de long et de 30 à 60 centimètres de large, dans laquelle on verse les alluvions à travers un tamis abondamment arrosé, placé en tête de l'appareil (*fig.* 23). Des hommes armés de crochets et de râclettes débourbent l'alluvion et rejettent au tas de stériles, les cailloux restant sur le tamis après qu'ils ont été complètement débarrassés de leur argile. L'or est retenu par des riffles transversaux dont la disposition et la nature varie à l'infini. On emploie beaucoup dans les long-toms des couvertures ou des peaux de mouton, qui forment d'excellents obstacles pour retenir l'or fin. C'est un appareil qui consomme peu d'eau, puisqu'il n'a pas à entraîner de cailloux d'un gros volume, qui ont été retenus par le tamis, et c'est le type favori d'instrument de lavage pour les petites équipes d'orpailleurs travaillant pour leur compte.

A ce type d'appareil se rattachent d'innombrables variantes : je me contenterai d'en citer deux, caractéristiques.

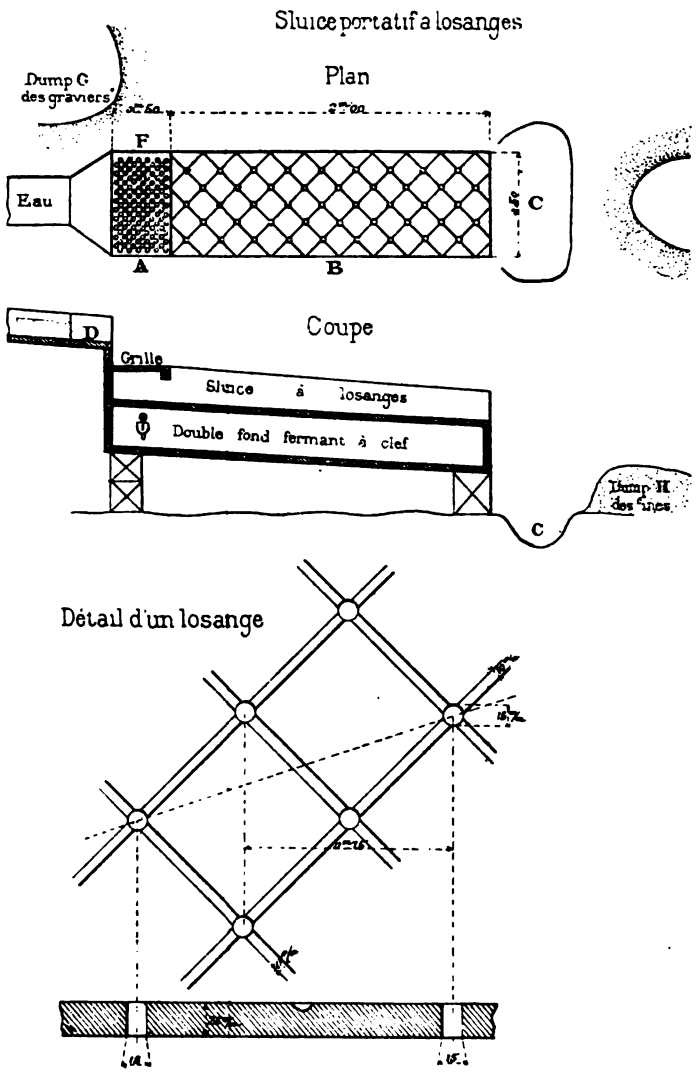


Fig. 24. — Sluice à losanges.

Long-tom chinois. — Cet appareil est disposé de façon à *empêcher le vol de l'or* sur la table du long-tom. A cet effet, le fond de ce dernier est constitué par une planche dans laquelle sont percés des

trous en quinconce, reliés par des rainures de profil hémisphérique découpant la table en une *série de losanges*, qui servent de conduite pour amener l'or dans un double fond fermé avec un cadenas (*fig.* 24). Ce double fond se remplit naturellement de sable; mais il ne faut pas oublier que ce dernier, surtout avec l'aide des trépidations que produit le choc des outils de lavage, *est un vide pour l'or*. Le soir venu, le patron ouvre le double fond et lave le résidu à la batée ou sur un petit long-tom qui, dans toutes les exploitations sibériennes, sert pour la concentration des schlichs noirs.

Fig. 25. — Long-tom boukhare.

Long-tom Boukhare. — En Boukharie, le long-tom est réduit, on peut le dire, à sa plus simple expression : comme le bois est rare dans la contrée on le construit, à même, au bord de l'eau, en damant de l'argile en forme de plan incliné, sur lequel on pose des bandes de feutre en poil de chameau qui constituent le fond de l'appareil. Deux bois sur la terre, grossièrement équarris, de 10 centimètres de hauteur sont appliqués sur les côtés pour former le canal d'écoulement et, en tête, se trouve le tamis formé par un clayonnage en brins d'osier. C'est sur ce dernier que les convoyeurs viennent jeter l'alluvion transportée par civières; quant à l'eau, elle est fournie par un homme qui puise dans le cours d'eau avec une demi-courge attachée à un manche (*fig.* 25). Ce système rudimentaire ne réussit que grâce à la nature spéciale des alluvions de ce pays, qui, provenant du remanie-

ment des moraines du Pamir, sont uniquement formées de sable et de cailloux sans argile. Le débourbage, qui complique tant les opérations de lavage, se trouve ainsi supprimé.

Au long-tom se rattache aussi le *stanok* (*vachguert*), appareil qui accompagne toutes les exploitations aurifères de Sibérie, et qui n'est autre chose qu'un long-tom dans lequel se termine le travail de concentration des sables extraits des lavoirs sibériens. L'arrivée de l'eau s'opère par un trop-plein horizontal, placé en tête de l'appareil de façon que la nappe d'écoulement soit absolument régulière, et la concentration des matières se fait au moyen d'un râcloir en caoutchouc pour commencer, et d'une brosse en chiendent pour les derniers moments de l'opération. Ce même appareil sert aussi, en prospection, pour déterminer la teneur des alluvions retirées des puits et, comme on opère alors sur des quantités assez importantes, on obtient des résultats au moins aussi exacts que ceux donnés par la batée. Nous verrons plus loin, en décrivant les méthodes sibériennes, qu'il est indispensable qu'il en soit ainsi, vu qu'elles exigent un cubage extrêmement soigné et présentant toutes les garanties de certitude pour éviter les désastres financiers onsécutifs à une prospection mal faite ou trop hâtive.

Long-tom avec plaques amalgamées. — On sait que les plaques de cuivre préalablement argentées et amalgamées ont, sur les particules d'or libre, une action plus effective pour les retenir que le mercure métallique lui-même.

On a cherché depuis longtemps à utiliser cette propriété pour retenir l'or et surtout l'or fin, qui passe dans les sluices. On est arrêté par l'usure rapide de la surface amalgamée produite par le passage des énormes volumes qu'il s'agit de faire écouler dans les sluices, et qui sont composés d'un mélange de sables et de cailloux souvent anguleux, qui mettent rapidement l'amalgame hors de service. Cependant, dans les appareils appelés à ne passer que des matières fines et uniformes, ces plaques sont d'un usage avantageux.

C'est principalement dans le traitement des sables noirs aurifères, qui se rencontrent sur le rivage de la mer en un grand nombre de points, que l'emploi d'appareils avec plaques amalgamées a donné de bons résultats. On sait qu'il existe des sables de ce genre, en grande quantité, sur les deux rives de la *Mer de Behring;* au *Cap*

Nome, sur le rivage américain; sur les plages, à basse mer, à la presqu'île de *Tchoukotsk*, sur le côté russe. On a retiré, notamment, au Cap Nome (*fig.* 26), des quantités d'or considérables qui ont établi la réputation de ce centre minier, le plus septentrional du globe.

Ces sables noirs se continuent dans le Comté de *Humboldt*, sur le territoire des États-Unis, où ils sont aussi activement exploités par

Fig. 26. — Au Cap Nome, à marée basse.

de nombreux *diggers* (chercheurs d'or), ce genre de travail s'adaptant bien à la création d'ateliers particuliers.

C'est au moyen de long-toms munis de plaques amalgamées que s'effectue le travail. On leur donne le nom de « Oregon-Tom ». En voici la description, tels qu'ils sont installés à la mine Union.

Orégon-Tom. — *Le Placer Union*, de 1.900 acres de superficie (750 hectares), occupe 4 milles de longueur le long de l'Océan, à 16 milles au sud de la rivière *Klamath*. La récolte du sable noir s'opère à marée basse, au moyen de pelles carrées. On travaille aussi dans une dune, qui s'étend entre la mer et un petit étang voisin. Cette dune, qui représente un cube important, contient de l'or en quantité payante.

Une machine de 16 chevaux élève l'eau nécessaire au lavage dans les long-toms et remonte aussi les matières à la hauteur nécessaire pour vider les wagonnets dans la trémie de chargement. L'installation comprend trois de ce « *Oregon-Toms* » (*fig.* 27). Le sable est distribué sur une première table de forme trapézoïdale, ayant 11 pieds de long, et respectivement 6 et 2 pieds de large à ses deux petits côtés. De là, les matières coulent sur une seconde table terminée par une tôle perforée à 6 millimètres, qui sépare toutes les matières au-dessus de cette dimension. Un ouvrier est constamment occupé à dégager la plaque de ses refus. Cette table mesure 6 × 6 1/2 pieds. De là les sables tamisés passent sur les plaques d'amalgamation qui

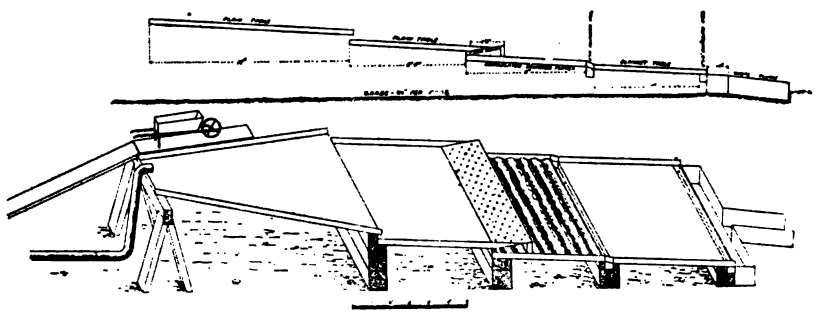


Fig. 27. — Orégon-Tom.

couvrent une surface de 6 × 6 pieds. Ces plaques sont ondulées dans le sens transversal. Enfin les matières passent sur une dernière table de 6 × 6, garnie aussi avec des couvertures de laine qui retiennent l'or fin. Avant de sortir de l'appareil, les résidus tombent dans une auge destinée à retenir l'or fin, l'amalgame et le mercure qui auraient pu être entraînés.

Une amélioration consiste à remplacer les couvertures par de la moquette, dont les fibres verticales retiennent mieux l'or fin. On arrive ainsi, quand le courant est bien ménagé, à arrêter l'or en farine.

Cet appareil consomme environ 50 pouces d'eau (2.350 litres) par heure et occupe trois hommes pour sa conduite.

Ce qui montre bien que l'action des plaques amalgamées n'est pas supérieure, dans ce genre d'appareils, aux tables de dépôt ordinaires, c'est que, dans le même district, on emploie beaucoup un

long-tom analogue, dont je donne aussi le dessin à la figure 28 et dans lequel les plaques amalgamées sont supprimées. Le criblage s'y opère en deux fois. Il passe environ 200 tonnes de sable par journée et ne demande pas de force motrice autre que celle nécessaire pour l'alimentation d'eau.

Auge Sibérienne. — L'auge employée pour les graviers se compose (*fig.* 29) d'une caisse rectangulaire ouverte par le haut et à l'une des extrémités ; le caisson de débourbage est recouvert d'une planche

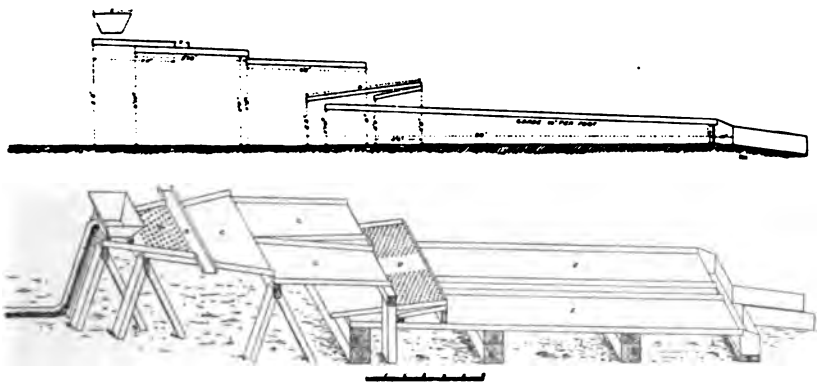


Fig. 28. — Ordinary-Tom.

percée ou d'une tôle perforée formant crible; l'ouverture des trous est de $0^m,01$ à $0^m,02$. Sur ce crible, on charge à la pelle le minerai tout-venant. Le fond du caisson est séparé de la table de lavage proprement dite par un double seuil en bois, ayant $0^m,05$ à $0^m,06$ de hauteur, qui arrête les matières les plus lourdes. La table, légèrement inclinée, est tantôt formée par une surface unique, formant la suite du fond du caisson, tantôt constituée par deux emboîtements successifs.

L'auge employée pour les terres argileuses ne diffère de la précédente que par son caisson de débourbage. Ce dernier est généralement dépourvu du crible, mais il est divisé transversalement en deux parties par une planche qui ne descend pas jusqu'au fond du caisson. Les mottes sont écrasées par l'ouvrier dans l'espace compris entre cette planche et le fond de la caisse, puis désagrégées avec l'eau fournie par le réservoir supérieur. Cette eau entraîne les

sables et l'or sur la table de lavage qui est disposée comme dans l'appareil précédent.

Mode de travail. — Contrairement à ce qui avait lieu, surtout au début, dans l'usage des appareils californiens, on facilite la récolte de l'or dans l'auge sibérienne à l'aide du mercure. Celui-ci est généralement mélangé au gravier lui-même sur la table de débourbage dès le début de l'opération, surtout quand l'or est en *paillettes* fines; à cet effet, on asperge la masse par quelques gouttelettes de mercure, la proportion de métal employé étant proportionnelle à la teneur approximative du minerai, teneur déterminée par les essais préliminaires ou en cours, faits sur l'ensemble du gisement.

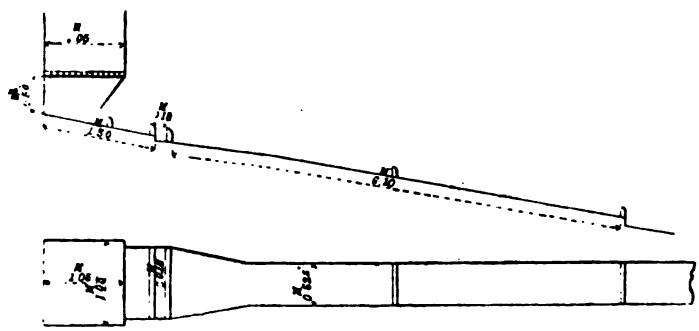


Fig. 29. — Auge sibérienne.

D'autres fois, cependant, on n'ajoute le mercure que lorsque la concentration du *schlich* est assez avancée et qu'il ne contient plus, avec l'or, que des sulfures métalliques et de la magnétite. Enfin, et tout à fait exceptionnellement, quand l'or est gros, on peut le recueillir sans l'intervention du mercure, mais on risque toujours alors de perdre les parcelles les plus fines du métal précieux. Cette dernière pratique est générale dans toute la province Amourienne.

La quantité de mercure employée est toujours extrêmement faible et ne dépasse pas dix fois le poids de l'or contenu, si bien qu'après toute opération bien faite le mercure doit se trouver complètement à l'état d'amalgame.

Débourbage. — Le débourbage du schlich gris, se fait par le jeu de l'appareil de lavage proprement dit, qui sera décrit plus loin:

Réduction du sable en schlich gris. — Quand le débourbage est achevé, l'ouvrier diminue la venue de l'eau et fait subir à tous les

sables réunis la double action de l'eau et de la raclette; il prolonge cette action jusqu'à ce que l'eau qui passe soit parfaitement claire et que le produit du lavage soit principalement composé de pyrites.

On donne aux sables ainsi enrichis le nom de *schlichs gris*.

Concentration du schlich gris en schlich noir. — La concentration des schlichs gris se fait tantôt sur le même appareil, tantôt sur un appareil analogue, mais de moindres dimensions. Dans le premier cas, elle n'est que la prolongation de l'opération précédente, l'ouvrier continuant à soumettre le schlich gris à la double action de la raclette et du courant d'eau, et celui-ci étant gradué de manière à entraîner les dernières parcelles de quartz, toutes les matières demi-lourdes telles que les grenats, le rutile, la tourmaline, etc., et même toutes les pyrites fines.

Au bout d'un certain temps, il ne reste plus, sur la table, que l'amalgame (ou éventuellement l'or natif), la magnétite et les gros grains de pyrite, c'est-à-dire le mélange auquel on a donné le nom de *schlich noir*.

Lorsque le schlich gris est en faible proportion et qu'il n'y a aucun intérêt à l'enrichir isolément, on préfère quelquefois ne faire sa réduction en schlich noir que lorsque l'on en possède une certaine quantité, c'est-à-dire après un certain nombre de concentrations de sables en schlichs gris. Dans ce cas, la production de schlich noir peut être réalisée sur des appareils de plus petite dimension, sur lesquels le maniement des matières à laver présente plus de facilité. Le lavoir de concentration le plus communément employé dans l'Oural n'a que $1^m,475$ de longueur sur 1 mètre de largeur.

Extraction de l'or du schlich noir. — Quel que soit l'appareil sur lequel on a fait la concentration du schlich noir, l'extraction de l'or de ce schlich (soit à l'état d'amalgame, soit à l'état d'or natif) s'effectue toujours de la même manière. L'ouvrier ramène tout le schlich noir sur la partie antérieure de la table inclinée et, après avoir encore diminué la venue d'eau, il étale le schlich uniformément sur cette table à l'aide de brosses, puis il le travaille, sous l'action du courant d'eau, avec une petite raclette à manche court ; quelquefois même il achève le travail à la main, en se mettant à genoux devant la table de lavage. Cette dernière partie de l'opération est extrêmement délicate et exige une grande habileté professionnelle. Elle est toujours faite par des ouvriers spéciaux et, dans le cas de grandes

exploitations, par un contremaître, ainsi qu'on le verra plus loin.

L'opération est prolongée jusqu'à ce qu'il ne reste plus, avec l'amalgame ou l'or natif, qu'un peu de fer oxydulé. Ce dernier est alors enlevé par un aimant.

Lorsque l'on traite des quantités importantes de schlichs noirs sur un lavoir, il est prudent de ne pas laisser perdre les rebuts du lavage, mais de les faire passer sur une petite table dormante, munie d'un ou de deux tasseaux contre lesquels les parcelles d'or ou d'amalgame qui auraient échappé à la concentration viennent s'accumuler avec les autres parties lourdes des sables.

Ces matières sont relavées avec les schlichs gris.

L'appareil que je viens de décrire traite à la fois 15 pouds (250 kilogrammes) de gravier; il permet le travail isolé; cependant, d'ordinaire, l'opération est faite par quatre ouvriers (souvent un homme et 3 femmes) qui peuvent passer 300 pouds par journée, soit environ 5 tonnes de minerai.

Des sluices. — Un sluice est en principe, un canal rectangulaire en bois, muni sur son fond de dispositifs convenables pour retenir l'or, et d'une longueur suffisante pour que le métal précieux, grâce à son poids spécifique, ait le temps de se séparer des gangues plus légères avant d'arriver au point d'évacuation du mélange d'eau et d'alluvion qui s'écoule constamment dans l'appareil. La longueur du sluice joue donc un rôle important dans le pourcentage de l'or sauvé; mais ce rôle dépend aussi de la nature des matières que l'on passe dans le sluice. Il n'est pas exact de croire, comme beaucoup de personnes le pensent, que plus un sluice sera long, et plus il sera efficace. On peut réduire considérablement la longueur de ce dernier *sans détriment pour le rendement en or* si on a préalablement classé les matières, c'est-à-dire si on n'y a introduit que des cailloux de dimensions réduites. On conçoit en effet que, si on charge, pêle-mêle, dans l'appareil de l'argile, des petits graviers et des gros cailloux atteignant et dépassant le volume de la tête, il faudra, pour débourber et entraîner l'ensemble de ces matières, une vitesse et une épaisseur de la tranche d'eau incompatibles avec la possibilité du dépôt de l'or fin. Il faut donc prévoir une grande longueur pour l'appareil, de façon à donner aux particules d'or fin des occasions suffisantes pour s'arrêter dans les obstacles dont le fond

du sluice est plus ou moins hérissé. Il est indispensable aussi, dans de telles conditions, de donner aux boules d'argile le temps de se diluer par les chocs qu'elles reçoivent en route, car, si elles sortent de l'appareil sans avoir été dissoutes, elles entraînent d'abord avec elles l'or qu'elles contiennent, et ce sont parfois les parties les plus riches, et elles peuvent, de plus, happer sur le fond des particules d'or déjà sauvées qui sont ainsi entraînées et perdues. On voit d'ores et déjà de quelle importance capitale seront le classement et le débourbage préalables au point de vue du sauvetage de l'or; le meilleur exemple en sera donné dans les dispositifs adoptés sur les dragues à or, qui arrivent à retenir la totalité de l'or fin sur un trajet qui ne dépasse pas 10 à 12 mètres. C'est cette longueur à laquelle se bornent aussi les sluices sibériens, qui sont tous précédés par l'appareil de classification qui ne laisse passer que des cailloux de dimensions réduites et qui assurent, en même temps, un débourbage parfait avant l'entrée dans les sluices.

Même dans les sluices desservant les installations hydrauliques, qui passent des volumes tellement considérables qu'il est impossible de songer à une classification préalable des matières avant l'entrée dans l'appareil, on verra par quels moyens ingénieux on arrive à tourner la difficulté par l'emploi d' « under-currents », qui atteignent exactement le même but et grâce auxquels l'or fin, détourné du courant principal, est envoyé sur des tables disposées de façon à permettre son sauvetage, au moyen de dispositifs appropriés.

Construction des sluices. — Le sluice « normal » est construit sur place, en planches grossières *non rabotées;* sa largeur usuelle est de 16 à 18 pouces ($0^m,40$ à $0^m,45$) et ne descend pas au-dessous de 8 pouces ($0^m,20$). La profondeur du canal est de 9 pouces ($0^m,225$) au moins, et sa longueur, rarement inférieure à 50 pieds (16 mètres), peut atteindre plusieurs centaines de mètres.

Les planches qui le composent ont un pouce et demi d'épaisseur ($0^m,0375$) et 12 pieds ($3^m,60$) de long; elles sont employées telles que les fournissent les scieries du pays. Le sluice est formé par sections ou boîtes (*boxes*), et la longueur du sluice est d'ordinaire désignée par le nombre de boîtes, chacune de celles-ci ayant la dimension usuelle des madriers, soit 12 pieds ($3^m,60$).

Les côtés des boîtes ont, en général, de 18 pouces ($0^m,45$) à 2 pieds ($0^m,60$) de hauteur; les madriers du fond, sciés spéciale-

ment pour cet usage, sont plus étroits à l'un de leurs bouts, de telle sorte que chaque section formée par l'assemblage du fond et des côtés peut s'emboîter dans la section suivante. On laisse même quelquefois un peu de jeu 3 à 4 centimètres, lorsque l'on veut permettre à deux sections consécutives de s'assembler sous un certain angle et, par suite, à l'appareil tout entier d'épouser une ligne sinueuse.

Les côtés sont simplement cloués sur le fond ; on ne s'attache pas à rendre les joints étanches, ce résultat étant obtenu de lui-même, au bout d'un court travail, grâce au gonflement du bois sous l'influence de l'humidité et au remplissage des fentes par le sable. Ce remplissage calfate également la jonction imparfaite de deux sections consécutives.

Pour prévenir une trop rapide usure du fond du sluice et pour aider à retenir l'or, on emploie divers expédients; en effet, bien que les madriers qui forment le fond soient posés bruts et avec leurs échardes (*splinters*) tournées dans le sens du courant, ils seraient bientôt usés et polis par le frottement des matières qui passent sur eux, et l'or serait entraîné par le courant; aussi, pour remédier à cet inconvénient, qui s'aggraverait par l'entraînement du mercure ajouté pour amalgamer l'or, insère-t-on dans les boîtes une sorte de faux fond.

Celui-ci est formé par d'étroites languettes ou tasseaux de bois, appelés *riffles*, fixés sur le fond et posés soit longitudinalement, soit transversalement, soit même des deux façons à la fois.

Les riffles longitudinaux ont de 2 à 4 pouces ($0^m,05$ à $0^m,10$) de hauteur, de 3 à 7 pouces ($0^m,075$ à $0^m,175$) de largeur et 6 pieds ($1^m,80$) de longueur. On en place 2 à 4 sur le fond de chaque boîte, qui contient ainsi, dans sa longueur, deux longueurs de riffles ou deux *jeux de garniture* (*sets*). On ne doit pas fixer ces jeux avec des clous, puisqu'ils sont destinés à être souvent enlevés pour le nettoyage (*clean-up*), mais on les maintient en place et on les relie les uns aux autres par un certain nombre de riffles transversaux, ainsi que l'indique la figure ci-contre (*fig.* 30). Après chaque nettoyage, les riffles sont réajustés dans les boîtes.

Lorsque le gravier est fin, des riffles transversaux sont souvent seuls employés; lorsqu'il s'agit, au contraire, de désagréger une faible quantité de matière plastique, on fait quelquefois usage de

riffles en zigzag à 45°, cloués sur le fond et allant presque d'un bord à l'autre du sluice.

L'eau et l'or fin passent par dessus des riffles de ce genre, pendant que l'or gros et l'argile vont d'un bord à l'autre avec une rapidité considérable. Le but de ces riffles n'étant que de désagréger l'argile, ils sont placés exclusivement dans la partie supérieure du cours d'un sluice, et celui-ci doit toujours être garni à son extrémité par des riffles ordinaires.

Lorsque le sluice doit servir à travailler pendant une longue période, on en renforce quelquefois les bords par un doublage en bois; quelquefois aussi on en revêt le fond avec une garniture en blocs ou rondins de *bois debout*, posés à quelques centimètres de

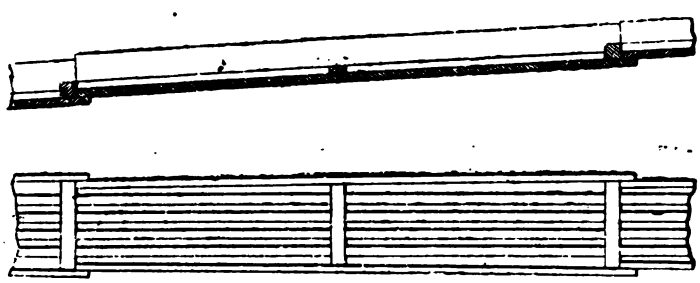


Fig. 30. — Sluice normal.

distance les uns des autres; ces blocs, moins résistants qu'un pavage en pierre, sont surtout en usage dans la méthode hydraulique que nous décrirons ultérieurement.

Quantité d'eau. — La quantité d'eau employée dans un sluice dépend d'une grande variété de circonstances; en thèse générale, on peut dire que, pour travailler avec succès par cette méthode, on doit avoir beaucoup d'eau à sa disposition. D'ordinaire, la quantité d'eau admise dans le sluice dépasse de 2 pouces, soit de 5 centimètres, la hauteur des riffles qui garnissent le fond. On estime que, pour arriver à ce résultat, la quantité d'eau doit être égale à dix fois le volume des terres passées dans l'appareil.

Pentes des sluices. — Les *sluices* sont ou placés sur le sol dont ils suivent la pente, ou portés sur des tréteaux grossiers, ou quelquefois suspendus à des piquets par des cordes ou des crochets en fer. Ces crochets en forme d'S s'appuient par leur boucle supérieure

dans une entaille du piquet, tandis que l'autre boucle, tordue à angle droit, soutient un rondin qui supporte lui-même le sluice. On les descend et on les transporte facilement d'un *claim* à l'autre, lorsqu'on a épuisé l'atelier primitif. Comme les boîtes ont une longueur uniforme, il suffit de désigner la différence de hauteur entre la tête d'une boîte et la tête de la boîte suivante pour connaître la pente ou l'inclinaison du sluice : ainsi une différence de hauteur de 8 pouces par boîte correspond à une pente de $0^m,055$ environ par mètre, ou de 5 1/2 0/0. C'est là une pente minimum ; d'autre part, on ne fait jamais usage d'une pente supérieure à 20 pouces, correspondant à 14 centimètres environ par mètre, ou à 14 0/0.

On comprend, du reste, que la pente soit en relation avec la quantité d'eau dont on dispose et avec la nature et la quantité de gravier à traiter dans un temps déterminé. Plus l'inclinaison est grande, plus vite le gravier est travaillé ; mais plus il y a aussi de probabilités de pertes en or (*fig.* 31).

Un gravier aggloméré, moyennement cimenté, est entièrement désagrégé dans un parcours de 60 à 75 mètres et, à partir de cette distance, le sluice n'a plus d'autre fonction que celle de retenir l'or. L'inclinaison au-delà de ce point doit donc être diminuée, mais elle doit toujours être suffisante pour que la masse sableuse du gravier soit entraînée par l'eau.

Un gravier dur et argileux demande, plus que tout autre, une forte inclinaison ; le courant doit être rapide pour désagréger l'argile ; mais, en ce cas, le sluice doit être long, car, sur une petite distance et avec un courant rapide, on risque d'entraîner l'or au dehors.

Ce danger est toujours à craindre lorsque le gravier retient de l'argile plastique ; malgré la forte inclinaison initiale, cette argile se met en boules et roule quelquefois pendant plusieurs centaines de mètres sans se désagréger, en *empâtant* l'or déposé et en l'entraînant au dehors dans les *tailings*. L'ouvrier qui surveille le sluice doit enlever ces boules, les briser et les débourber.

Lorsqu'il existe dans le gravier une grande quantité de gros fragments (*boulders*) à enlever, on emploie l'artifice connu sous le nom d'*under-current* ou courant dérivé, sur lequel nous aurons à nous étendre dans l'étude du procédé hydraulique. A cet effet, la boîte de queue (*end-box*) est laissée ouverte, et son fond est rem-

placé par une grille à barreaux suffisamment écartés pour permettre au sable et au gravier fin de passer au travers. Au-dessous de cette grille, on place un court sluice à angle droit sur la direction du sluice principal et débouchant au-dessus d'une seconde rangée de sluices, parallèle à la ligne principale, mais ayant une inclinaison moindre.

Fig. 31. — Lavage au sluice.

Les matières qui arrivent du sluice supérieur et qui sont assez fines pour passer par la grille de fond, traversent cette grille et se rendent dans le second cours de sluices. Les grosses pierres, entraînées par leur propre mouvement, s'échappent par la partie ouverte de la fin du sluice supérieur (*fig.* 32).

Mode de travail au sluice. — Le but que l'on poursuit en travaillant les graviers au sluice est de débourber la matière et d'amener les parcelles d'or à toucher le fond de l'appareil; car, que ce fond soit garni ou non de mercure, on peut dire que toute parcelle d'or

qui a touché le fond *est sauvée* en marche normale, si les conditions de pente et de volume d'eau sont bien remplies. Si l'or est gros, son poids suffit pour l'amener à travers les sables jusqu'aux riffles de retenue; si l'or est fin, le mercure qui s'accumule devant les riffles le retient au passage : car le mercure forme *un plein* pour

FIG. 32. — Grizzly et Courant dérivé (Under Current).

les sables et graviers de moindre densité que lui, et *un vide* pour l'or qui y pénètre et s'y dissout.

Pour atteindre ce double but, le gravier est chargé à la pelle vers la tête du sluice, la hauteur des tréteaux étant réglée de manière à avoir le plus de facilité possible pour le travail.

L'or gros est facilement retenu à la tête du sluice, mais une très grande quantité d'or fin serait perdue, si l'on se bornait à

laisser agir l'eau seule pour opérer la classification. Dans le but de retenir plus complètement l'or, on verse à la tête du sluice du mercure à l'aide d'une passoire, de manière à diviser ce métal en petits courants, ou encore on le projette simplement en gouttelettes, en secouant un sac en toile qui le renferme.

Le mercure n'est ordinairement ajouté qu'après une heure ou deux de travail; il est retenu dans l'intervalle des riffles, où il amalgame l'or fin.

Les ouvriers sont tenus de veiller à ce que les matières, en s'écoulant dans le sluice, ne fassent pas déborder l'eau. Ils doivent également détruire, avec une barre de fer, toute accumulation de matières formant barrage, et enlever, avec une fourche, les grosses pierres qui sont la cause de cet accident. Ils ne doivent pas davantage laisser séjourner les grosses pierres ou *boulders* dans le sluice, car non seulement elles offrent le danger de se coincer et d'obstruer le libre courant de l'eau, mais encore elles broient le mercure ainsi que l'amalgame et les réduisent en *farine* qui ne se rassemble plus.

Pour procéder à un nettoyage (*clean up*), on suspend le chargement à la tête du sluice. Lorsque l'eau, dont on n'a pas interrompu la venue, coule entièrement claire, on enlève, vers la tête du sluice, cinq ou six rangées (*sets*), de riffles et on laisse descendre leur contenu, par la force du courant, dans les riffles subséquents. Le sable est ainsi emporté, tandis que l'or gros et l'amalgame se logent dans les riffles transversaux et y sont recueillis.

Les rangées suivantes sont alors enlevées à leur tour et le travail se continue de la même façon jusqu'à la queue du sluice (*fig.* 33).

Le travail de nettoyage ne doit pas être répété fréquemment, car il fait perdre du temps et exige généralement une demi-journée. Il est, d'habitude, réservé pour la journée du dimanche; mais l'intervalle entre deux nettoyages, ou *run*, dépend de la richesse et de la nature du gravier.

L'amalgame recueilli est filtré à travers une peau de daim, une étoffe de laine, ou un sac de toile à voile que l'on presse en les tordant. Le résidu est constitué par un amalgame sec, lequel est distillé, ainsi que nous le décrirons ultérieurement.

Lorsque le sluice est usé, on le brûle et ses cendres sont traitées pour or. S'il a servi pendant longtemps, la quantité d'or ainsi recueillie peut quelquefois payer la dépense d'un sluice neuf.

Le travail au sluice se fait ordinairement de jour, et c'est seulement dans de certaines conditions spéciales, telles que l'appréhension d'une grande crue ou encore la crainte de manque d'eau, que l'on se décide à se livrer au travail de nuit, toujours plus imparfait et plus coûteux.

Quelquefois, dans le but de prévenir les nettoyages clandestins pendant la nuit, les sluices sont pavés en gros blocs de pierre qui

Fig. 33. — Le « Clean-up » au Klondyke.

sont rangés à une certaine distance les uns des autres, mais qui sont parfaitement calés, au bout d'une demi-heure de travail, par le sable qui s'est déposé autour d'eux. Le travail nécessaire pour placer et déplacer ces blocs, quand on procède au nettoyage, est assez pénible, et l'on préfère généralement s'en tenir à des mesures de surveillance, rendues efficaces par l'usage de patrouilles armées[1].

1. A patrol with a shot-gun loaded with bird shot, and a plentiful supply of salt and pepper in the charge, is a much better protection againsh theft. No one who has ever heard of the pain caused by the reception of such a charge would ever attempt to clean up for his neighbor (Th. Egleston, *Working Placer deposits*).

Capacité des sluices et personnel nécessaire à leur fonctionnement. — Un sluice de $0^m,40$ à $0^m,45$ de largeur peut passer de 1 mètre cube et demi à 2 mètres cubes de gravier par heure.

La marche d'un pareil sluice exige comme personnel :

Un *surveillant*, bon laveur à la batée, pour laver la production;

Un nombre de *déblayeurs*, variable suivant l'épaisseur de déblais stériles qui recouvrent la couche ;

Un nombre de *piocheurs pelleteurs* variable, de 6 à 12, suivant la valeur des ouvriers ;

Un homme par deux boîtes, pour arrêter et rejeter les gros cailloux et les boules d'argile;

Deux ouvriers à la queue du sluice, pour le dégagement des matières.

Avec de la main-d'œuvre de mauvaise qualité, comme celle qu'on rencontre à la Guyane et à Madagascar, on ne peut guère obtenir qu'un *demi-mètre cube par journée d'ouvrier*.

Variétés du sluice. — Le sluice est quelquefois construit sans madriers, en creusant simplement dans le sol un canal qui reçoit le gravier et dans lequel on dirige un courant d'eau. Ce canal est établi, soit dans le gravier aurifère lui-même, soit dans le terrain stérile avoisinant, et les inégalités de son fond servent à retenir l'or.

Lorsqu'on veut procéder à un nettoyage, le courant est détourné et le dépôt recueilli dans le fond du canal, est lavé au *pan*. Malheureusement, en opérant ainsi, on ne *sauve* que l'or gros; l'or fin est entièrement perdu.

Ce genre de sluice, appelé *ground-sluice*, nécessite plus d'eau que le sluice normal pour la même quantité de matière traitée; comme, en revanche, il supprime l'effort à faire pour soulever le gravier, que l'on fait simplement tomber dans le canal, la quantité de gravier ainsi travaillée par chaque ouvrier est plus considérable que dans le sluice normal.

Quelquefois les sluices sont *doubles;* cette disposition est réalisée par la construction d'un large sluice simple, au milieu duquel on met une paroi de séparation. Ce dispositif est employé par mesure d'économie, lorsque deux compagnies travaillent le même terrain, ou lorsque, par suite d'un approvisionnement d'eau intermittent et

variable, il est désirable de travailler une double quantité de gravier aussi longtemps que l'eau est en abondance.

On a quelquefois imprégné les barres des riffles avec du mercure, en introduisant un bout de tuyau en fer à l'une des extrémités de la barre et en remplissant de mercure ce tuyau jusqu'à une hauteur suffisante pour que la pression fasse pénétrer le métal dans les pores du bois. Ce procédé est assez incommode et donne moins d'avantages que l'emploi des *plaques en cuivre amalgamées*, qui sont d'un usage si général dans le travail des *moulins à or* étudiés dans le chapitre suivant.

Ces plaques sont rarement usitées dans le travail des placers; nous en décrirons néanmoins l'emploi, car elles peuvent être fort utiles, dans le cas de sables fins, lorsque l'or est lui-même très fin ou très *léger*, ce qui ne permet pas de le recueillir avec des riffles ordinaires.

Le courant, dans ce cas, doit être lent, et la hauteur de l'eau peu considérable.

Les plaques doivent, d'abord, être nettoyées avec de l'acide nitrique dilué qui les décape, puis frottées avec du nitrate de mercure ou avec du mercure seul, que l'on étend et dont on provoque l'amalgamation avec le cuivre en le frottant sur la plaque avec une étoffe de laine.

Les plaques de cuivre sont quelquefois nettoyées avec du cyanure de potassium; mais ce genre de nettoyage exige certaines précautions, car, si l'on emploie une dissolution trop forte ou si on laisse les plaques trop longtemps trempées dans la dissolution, elles deviennent noires et ne s'amalgament plus.

Lorsqu'une première petite tache d'amalgame d'or se forme sur un point quelconque de la plaque, elle devient aussitôt le centre d'un dépôt plus considérable qui se développe autour d'elle, sans doute par une action électrolytique. Plus il y a d'or sur une plaque, mieux celle-ci retient l'or qui passe sur elle; aussi les mineurs n'hésitent-ils pas, lorsqu'ils en ont le moyen, d'amalgamer au préalable les plaques avec de l'or ou avec de l'argent.

On laisse donc l'amalgame s'accumuler en masse résistante jusqu'à ce que son épaisseur atteigne de 5 à 10 millimètres, et c'est la crainte du vol qui, seule, fixe une limite à cette épaisseur. Pour enlever l'amalgame produit, on racle d'abord la plaque avec un

ciseau recourbé, puis on achève le nettoyage, en ajoutant un excès de mercure et en raclant l'amalgame ainsi liquéfié avec un morceau de cuir ou avec une bande de caoutchouc.

Une plaque de cuivre amalgamé est d'un emploi plus efficace qu'une couche de mercure de même étendue; si l'on soigne son nettoyage, elle peut durer de cinq à dix ans, et cela malgré la faible épaisseur de 2 $^1/_2$ à 3 millimètres qu'on lui donne d'habitude.

Modifications à introduire dans le cas de graviers cimentés. — Dans un grand nombre de gisements alluvionnels, on trouve, outre le gravier meuble que l'on travaille le premier, des masses dures et solides, tantôt intercalées, tantôt sous-jacentes, formées par du gravier cimenté, c'est-à-dire par un véritable *poudingue* à ciment d'argile ou d'oxyde de fer, contenant parfois de l'or en quantité considérable.

En raison de leur forte cohésion, ces graviers cimentés (*cements*) ne peuvent être traités directement dans le sluice; ils étaient envoyés, au début de leur utilisation en Californie, à un moulin à or (*stamp-mill*); mais comme, par ce procédé, les gros rognons (*boulders*), qui sont stériles, sont broyés pour passer dans les grilles en même temps que les matières fines qui contiennent le métal précieux, cette solution est rarement appliquée, et l'on arrive presque toujours à les travailler, sur place, à l'aide de l'artifice suivant :

On a remarqué, que la plus grande partie des graviers cimentés se désagrègent plus ou moins complètement lorsqu'ils sont exposés à l'air pendant une assez longue période, et surtout lorsque la gelée a passé sur eux. On profite de cette première désagrégation et on la complète au besoin dans un appareil spécial.

On emploie, dans ce but, une cuve tournante en fonte (*pan*), dont le fond est perforé et muni d'une porte destinée à évacuer les gros fragments; dans ce pan, quatre bras munis de sortes de *socs* (*plowshare*) se meuvent de façon à briser le ciment. Lorsque le gravier cimenté a été exposé à l'air, à des gelées et à des dégels successifs, ce travail est assez rapide.

Après qu'une certaine quantité de gravier a été élaborée et que toutes les parties fines, passées à travers les trous, ont été enlevées par l'eau admise dans l'appareil et dirigées vers un cours de sluices où on les travaille, la porte est ouverte et les gros fragments sont évacués par des sluices de décharge (*tail sluices*) sur un terrain situé à un niveau inférieur.

Un *pan* de 5 pieds ($1^m,50$) de diamètre et de 2 pieds ($0^m,60$) de profondeur peut passer 40 à 120 tonnes par jour, suivant la dureté du gravier et la force motrice dont on dispose.

Lorsque les graviers cimentés, au lieu de former des lits ou des rognons dans la masse de l'alluvion meuble, constituent cette masse elle-même, on les exploite et on les traite par des méthodes spéciales (*drift-mining*), qui seront décrites plus loin.

Tels sont les appareils très simples, on le voit, mais dont l'installation demande pourtant une connaissance approfondie des pentes et des débits convenables, qui servent aux lavages des alluvions aurifères. On a souvent classé les méthodes qui les utilisent en prenant comme base d'appréciation la pente des vallées dans lesquelles se trouvent les terrains à exploiter. Cette classification n'est pas exacte, car on peut parfaitement employer des sluices, par exemple, sur des pentes qui paraissent *a priori* insuffisantes pour faire fonctionner ces appareils en accroissant artificiellement cette pente par l'épuisement mécanique des eaux de lavage. Il est à la fois plus clair et plus conforme à la réalité de classer les méthodes de lavage des alluvions aurifères en deux catégories, suivant que les appareils utilisés sont *fixes* ou *mobiles*.

Classification des méthodes de lavage. — *I. Procédés dans lesquels le lavoir, quel que soit son système (sluice, long-tom, etc.) est* **mobile** *avec le chantier, le résidu stérile étant laissé sur place au fur et à mesure que le chantier avance.* — Le type de cette méthode est le chantier ordinaire avec sluice, alimenté en général à bras avec pelles, pioches, etc.

Les frais de premier établissement sont réduits au minimum ; mais le lavage est généralement assez imparfait.

A cette classe se rattachent les dragues à or, basées aussi sur le même principe du déplacement du chantier en laissant les résidus dans la fouille ; seulement, l'extraction, le lavage et l'évacuation sont assurés par des moyens mécaniques remplaçant l'effort humain suivant la loi générale du progrès. Contrairement au système de sluices à bras, les dragues à or comportent des frais de premier établissement assez élevés ; mais, par contre, elles arrivent à des prix de revient de traitement extrêmement bas, grâce aux énormes cubes travaillés. Le sauvetage de l'or est aussi assuré

d'une façon complète, l'usine flottante que constitue une drague à or, pouvant être munie de tous les perfectionnements qui sont basés, comme je l'ai déjà dit, sur le débourbage et le classement préalable.

On peut joindre aussi à ce type d'intallation, les excavateurs se déplaçant sur rails, auxquels sont annexés des sluices de lavage portés sur un truc qui accompagne l'excavateur proprement dit et dont les stériles sont aussi rendus mécaniquement à la fouille à la sortie des appareils où l'or a été retenu. C'est en réalité la même solution que le dragage, sauf que l'ensemble roule sur rails au lieu de flotter sur l'eau.

II. *Procédés dans lesquels le lavoir, quel que soit son système, est* **fixe** *et auquel les alluvions à traiter sont amenées par wagons, par charrettes, par transporteurs, etc.* — Il faut alors prévoir un second transport : celui des stériles qui, s'ils n'étaient pas évacués encombreraient en peu d'instants le lavoir et ses alentours. C'est le procédé sibérien, dont je décrirai plusieurs variantes avec ou sans emploi de procédés mécaniques pour l'excavation, le transport, le lavage et l'évacuation des stériles.

Toutes les installations de lavage d'alluvions rentrent dans l'une ou l'autre de ces deux catégories.

Le procédé américain, désigné sous le nom d'« *hydraulic system* », rentre aussi dans la seconde catégorie. Le sluice et ses annexes sont fixes et c'est l'eau qui, comme nous le verrons, est chargée d'apporter et d'enlever les matières qui passent dans le lavoir fixe. Ce dernier est constitué par un immense canal dans lequel passent des volumes tels de déblais qu'il a fallu légiférer pour empêcher l'extension de ces travaux dans des régions où ils arrivaient à compromettre le régime des eaux de la contrée. L'hydraulic system est l'image fidèle de ce besoin de faire grand, si cher aux peuples de race américaine.

La dissolution de l'or des alluvions au moyen de liquides appropriés a été proposée et essayée bien des fois, toujours, à ma connaissance, avec insuccès. La teneur des alluvions aurifères est en général trop faible pour supporter les frais qu'entraîne l'emploi du cyanure de potassium, par exemple. La filtration de volumes aussi énormes, que ceux usuellement envisagés dans une exploitation alluvionnaire, constitue une impossibilité matérielle de fait.

On a aussi essayé de dissoudre l'or *dans le sol même* au moyen de ces mêmes liquides, en isolant une partie de gravier et en y faisant circuler une solution cyanurée, pompée en aval dans les drains ménagés à la base de l'alluvion et en la rejetant dans des drains analogues placés à l'amont-pendage. Ce système n'a pas réussi ; la présence des matières organiques dans le sol en rendait la réussite plus que problématique, l'or se précipitant à leur contact, en supposant, ce qui n'est pas démontré, qu'il ait été dissous tout d'abord.

B. **Emploi du vent pour la séparation à sec.** — Ce procédé récent n'a eu jusqu'ici que des applications restreintes, vu qu'il exige en ce qui concerne son application aux alluvions des conditions climatériques qui en limitent l'emploi à certains pays seulement. Il s'est surtout développé dans ces dernières années, dans les ateliers manuels des *diggers* (orpailleurs) de l'Australie occidentale, sur le vaste plateau central de ce continent affligé, comme on le sait, d'une sécheresse chronique qui a été le principal obstacle au développement de l'industrie de filons aurifères dans les districts de Koolgardie et autres. Il est possible que des conditions analogues puissent se retrouver en Afrique centrale.

Il a été même appliqué dans ces derniers temps au traitement des tailings d'ateliers de broyage des quartz, et le fait que des hommes de la valeur de M. Edison se sont longuement attachés à la solution de ce problème de la classification par le vent en indique assez l'importance.

Vannage à sec des alluvions aurifères. — La séparation de l'or par le vannage et insufflation d'air est un procédé qui a pris naissance dans l'Australie Occidentale, et dans le Queensland, où les conditions climatériques et l'absence complète d'eau sur les lieux d'exploitation ont rendu ce procédé indispensable pour tirer parti des placers secs de ces régions.

Ces appareils ont reçu la sanction de la pratique et on a pu, grâce à eux, retirer des placers de ces contrées de grandes quantités d'or qui n'auraient pas pu être extraites par d'autres moyens, étant données les conditions particulières qui s'y rencontrent. Comme il existe en Afrique centrale de vastes étendues de terrains soumis à des conditions climatériques analogues et dans lesquels la constitution géologique du sol permet de s'attendre à la présence

de l'or, je crois utile de décrire les appareils employés dans ce genre d'industrie, en me bornant aux modèles les plus répandus et les plus efficaces.

Le vannage à sec a été appliqué d'abord dans l'Australie Occidentale. De là il a été importé, par un mineur, dans le district de Clermont dans le Queensland. Les premiers appareils étaient encombrants, difficiles à régler et n'eurent pas grand succès. On les connaissait sous le nom de « *knockers* » (frappeurs), à cause du choc produit par un mouvement d'excentrique pour faire écouler d'une façon uniforme le sable contenu dans la trémie de chargement.

On arriva peu à peu à en corriger les défauts et à créer un type à peu près parfait.

Voici les principes sur lesquels repose la construction de ces petits appareils :

1° Séparation sur une plaque perforée des gros cailloux que contient l'alluvion ;

2° Égale répartition sur un tamis plus fin des particules qui ont traversé le premier crible;

3° Soufflage d'un courant d'air forcé à travers le tamis fin, de façon à séparer les parties terreuses de l'or, lequel tombe dans des sluices appropriés qui le retiennent.

Le premier tamisage se fait sur des plaques perforées en fer, et les refus stériles, sont évacués à l'extrémité de ce crible, auquel on donne une inclinaison convenable pour l'écoulement des matières.

Le tamis sur lequel s'effectue la séparation de l'or n'est pas en fer, mais en zinc ; il est incliné aussi et forme le couvercle de la boîte à air, où le vent est forcé par un soufflet actionné à bras.

Sur ce tamis sont placés des riffles verticaux qui retiennent l'or, tandis que les matières plus légères sont rejetées par les filets de vent qui passent à travers les trous du tamis et finalement expulsées hors de l'appareil. C'est dans ce dispositif que réside toute l'originalité du système.

Voici la description de trois de ces appareils donnée par M. B. Dunstan, géologue assistant du Gouvernement du Queensland.

Vanneur Carlson. — Cet appareil est le plus ancien comme date d'emploi, et il est très répandu sur les placers de la région de Clermont. Il est représenté à la figure 34.

Le soufflet, qui est double, forme le châssis de l'appareil, de façon que l'ouvrier qui comprime le vent produit en même temps un

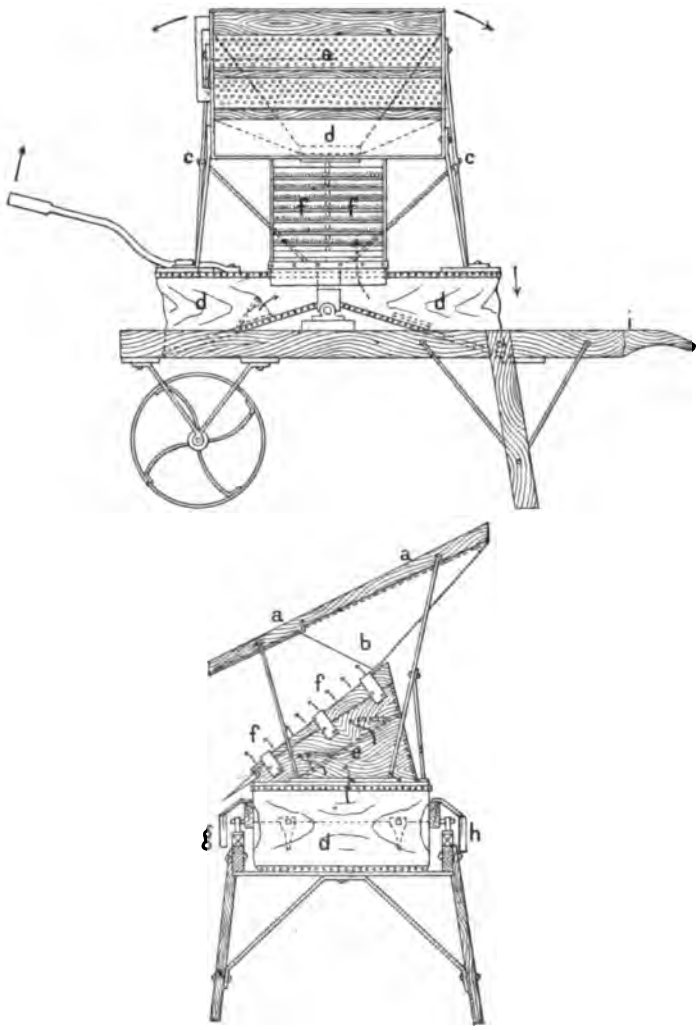


Fig. 34. — Vanneur Carlson.

balancement des deux tamis qui sont montés sur le couvercle du soufflet. L'axe autour duquel s'opère le mouvement de bascule est porté sur la séparation des deux soufflets. Le tout est monté en brouette.

Toutes les parties de cet appareil sont fixées invariablement au

châssis, même les riffles. On nettoie ces derniers de temps à autre, surtout quand l'or est gros, afin d'éviter les vols. La boîte à vent doit être aussi vidée fréquemment, car elle se remplit de poussière fine. Il est important que cette boîte soit bien étanche afin d'éviter les fuites du vent.

L'inconvénient de cette machine est de faire basculer tout l'appareil, tandis qu'il suffit de balancer seulement le premier tamis.

Voici la nomenclature des diverses parties du vanneur Carlson :

a) Crible en tôle de fer perforée;
b) Trémie des matières fines criblées ;
c) Supports de la trémie et du crible;
d) Double soufflet à fond mobile, portant les soupapes ;
e) Boîte à vent ;
f) Tamis en zinc perforé portant les riffles fixes ;
g) Levier pour le bras droit de l'ouvrier ;
h) Levier pour le bras gauche de l'ouvrier ;
i) Châssis de la brouette.

Vanneur Rankine. — Cette machine (*fig.* 35) porte deux cribles de classement préalable ayant des perforations différentes au-dessus de la trémie de distribution. Ces deux cribles sont seuls mobiles : le tamis sur lequel se fait la séparation de l'or est fixe. De plus, le mouvement, au lieu d'être un balancement comme dans le Carlson est un déplacement horizontal qui paraît être, d'après l'inventeur, une réelle amélioration. La boîte à vent est fixée au-dessus du soufflet. On voit, d'après le dessin de cette machine, que le manche de manœuvre communique son mouvement par deux lattes en bois qui agissent comme des ressorts quand on déplace le tamis. Comme la masse en mouvement est plus faible que dans l'appareil Carlson, elle demande beaucoup moins de force. La machine est, en outre, notablement plus légère.

Vanneur Buhre. — La machine Buhre combine les deux avantages des précédentes. A la Rankine, elle emprunte le mouvement horizontal du crible supérieur seulement et à la Carlson le double soufflet, qui a la préférence de beaucoup de mineurs. On en trouvera le dessin à la figure 36. Le fond des soufflets est immobile, l'aile mobile étant fixée à la boîte à vent qui les sépare. Les manches de manœuvre communiquent le mouvement aux deux ailes des soufflets

par un renvoi de tringles actionnant aussi le crible et la trémie distributrice.

Un avantage réel de cette machine réside dans la position adoptée pour les soupapes d'admission de l'air : elles sont placées *sur la face supérieure* des soufflets et non, comme dans les deux appareils

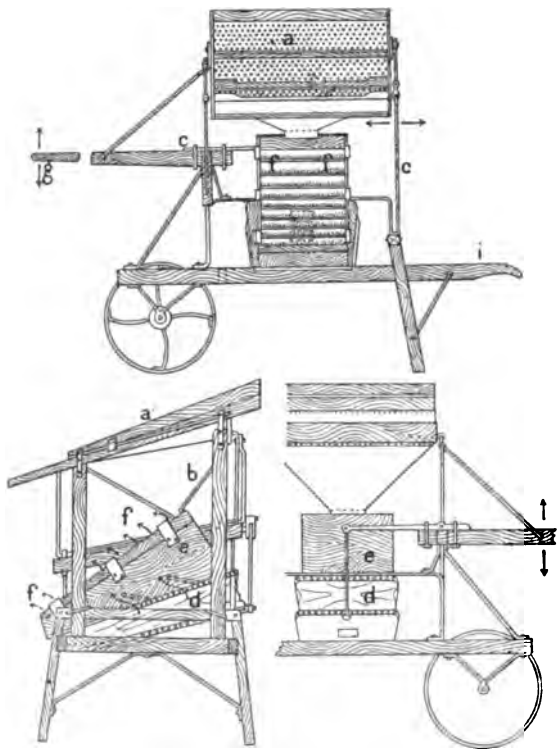


Fig. 35. — Vanneur Rankine.

précédents, *sur leur fond*. Elles s'engagent bien moins par les poussières qui tombent dans les soufflets et qui, reprises par le courant d'air, viennent frapper la tôle du zinc perforée et gêner la séparation de l'or sur les riffles, en même temps qu'elles provoquent une usure plus grande de cette tôle.

Mode de travail. — Les trous de la feuille de zinc sont placés à un intervalle de 3 millimètres l'un de l'autre. Il y a un riffle après chaque cinq rangées de trous. Le nombre des riffles varie de 5 à 8. Les trous sont pratiqués avec un poinçon n° 8 de la jauge de Birmingham. Cette feuille doit être adaptée exactement sur la boîte

à vent, sans mastic ou garnissage. On peut rendre cette fermeture étanche au moyen d'une bande de cuir, mais ce cuir est vite mis hors d'usage.

L'inclinaison de la feuille portant les riffles varie peu, et l'expérience a démontré qu'il était préférable, si on veut changer cet

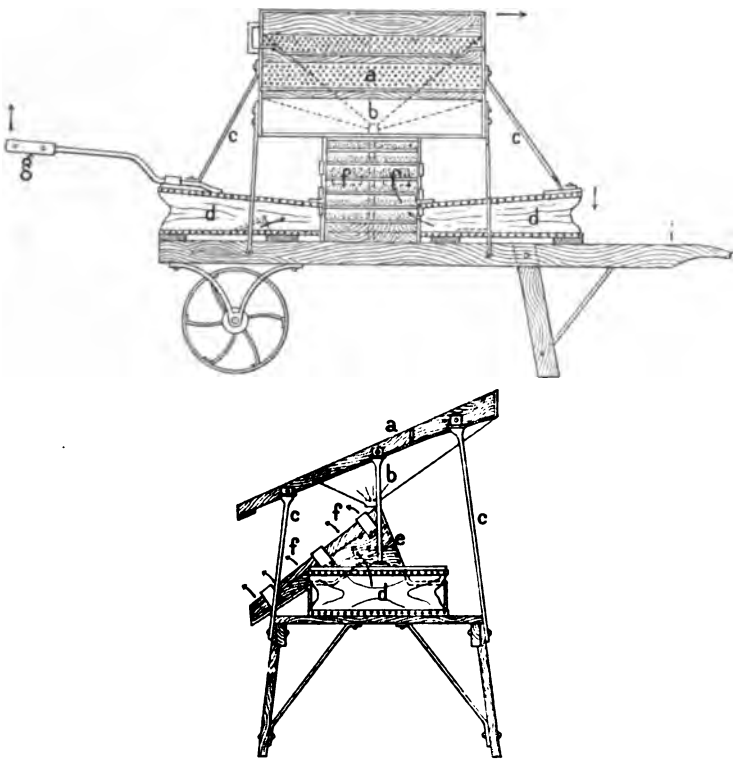


Fig. 36. — Vanneur Buhre.

angle, d'incliner simplement tout l'appareil au moyen d'une cale sous un des pieds.

La diminution de la pente donne un meilleur rendement en or sauvé, mais diminue notablement les quantités que l'appareil peut passer.

Capacité de travail. — La capacité de travail de ces petits appareils varie peu avec les types. C'est toujours entre 4 à 5 « loads » qu'on peut fixer la moyenne (environ 2 1/2 à 3 mètres cubes par jour). Deux hommes peuvent traiter le double de cette quantité. La capacité augmente, cela va sans dire, avec l'état de siccité plus ou moins

grand des matières. Les mottes doivent être pulvérisées avant de passer sur le crible, sous peine de perdre l'or qu'elles contiennent. Avec des matières parfaites, c'est-à-dire avec un sable caillouteux parfaitement sec, les mineurs préfèrent ce mode de travail à tout autre, y compris le sluice.

Ces machines ne valent rien pour le traitement de matières argileuses, à moins de les soumettre à un séchage préalable suivi d'un broyage sur une aire. Les pertes d'or sont dues, en grande partie, à la présence de portions argileuses, et la preuve en est qu'on peut retraiter ces dernières avec profit, après un certain temps d'exposition à l'air, permettant leur désagrégation plus complète.

Action du vent. — On a cru pendant longtemps que le vent soufflé par un ventilateur donnerait de meilleurs résultats que l'injection par soufflets. Tous les essais faits dans ce sens dans le district de Clermont ont échoué. Il est certain qu'il est nécessaire que le vent arrive par pulsations. La force du vent paraît avoir une importance réelle au point de vue de la séparation de l'or. D'après les essais faits par M. Clarke sur les divers appareils que je viens de décrire, il lui a été impossible, même en forçant le vent à son extrême limite par les soufflets, d'expulser des riffles l'or qu'il y avait placés. Il est vrai que, dans ces conditions, l'influence perturbatrice de la poussière mélangée avec l'or ne s'exerçait pas.

Prix des vanneurs. — Les machines de ce genre, fabriquées sur place, coûtent de 165 à 250 francs, suivant leur mode de construction. Le prix moyen de la grande majorité d'entre elles ne dépasse pas 215 francs.

Les cribles classeurs sont construits en tôle de fer galvanisée perforée à 12 millimètres, la distance de deux trous consécutifs étant de 50 millimètres au plus, de centre à centre. On les perce soit à l'emporte-pièce, soit, ce qui est préférable, à la machine à percer, ce qui les expose moins à être engagés par les cailloux.

Il est très important de n'employer pour la boîte à vent, que des bois de très bonne qualité ne jouant pas, sinon il se produit rapidement des fuites qui diminuent le rendement et qui mettent en peu de temps l'appareil hors d'usage.

Sasseurs à sec (*Dry Jiggers*). — Ces appareils, moins parfaits que les vanneurs, ont été introduits après eux. On dit même que le premier sasseur a été construit avec les débris d'un vanneur. L'appa-

reil se compose d'une simple série de tamis inclinés et superposés, ayant des perforations décroissantes et portés sur quatre pieds légers.

Voici comment on opère : le crible supérieur, pareil à celui d'un vanneur élimine les cailloux supérieurs à 12 millimètres. Les refus sont évacués, les fines passent sur un premier tamis qui élimine encore les gros sables qui sont rejetés. Ce tamis est en gros fil de fer. Les fines tombent alors sur le tamis fin sur lequel l'or est retenu. Les refus de ce dernier tamis sont évacués par la même ouverture que ceux du tamis en fil de fer grossier. Les poussières fines qui ont traversé le dernier tamis tombent sur le sol.

Le tamis supérieur a une maille de 3 millimètres, et le tamis fin pour l'or une maille de $0^{mm},8$. Tout l'or plus fin que cette dimension est perdu.

L'appareil entier est monté sur quatre pieds flexibles, de façon que l'ouvrier peut, au moyen de poignées fixées sur les côtés des tamis, imprimer une série de secousses rapides, les jambes en bois faisant office de ressorts antagonistes. Le bois est préférable à tous les points de vue au fer et à l'acier pour cet usage.

Les jambes sont solidement fixées et chevillées dans un cadre posé sur le sol. On donne de la stabilité à cet ensemble en mettant des grosses pierres dans le châssis (*fig.* 37).

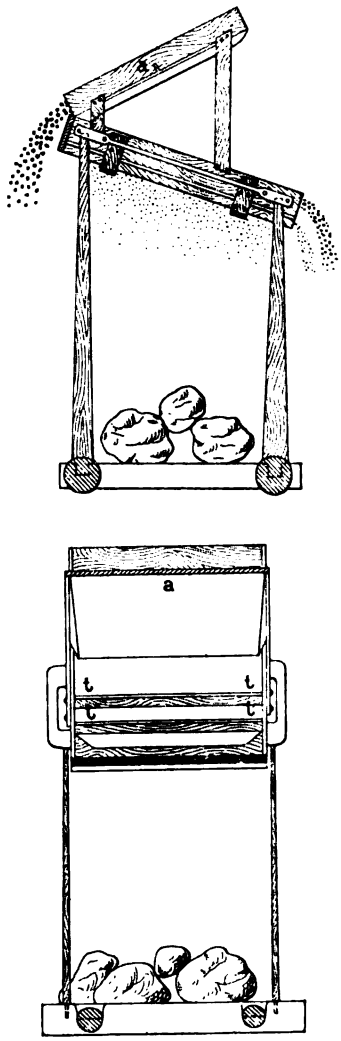


Fig. 37. — Sasseur à sec.

Le maniement de l'appareil est des plus simples, mais l'habileté de l'ouvrier joue un rôle important dans son rendement effectif. En général, chaque sasseur exige un seul homme pour son emploi. Il charge une pelletée de sable aurifère sur la tôle perforée, et il secoue vivement jusqu'à ce que tout ait

passé dans les tamis successifs. Après avoir répété cette opération un assez grand nombre de fois, l'ouvrier sort le tamis fin, qui est maintenu dans le châssis par deux baguettes de bois et vide son contenu dans une batée, qu'il termine en soufflant les parties légères, laissant l'or au fond. Un ou deux riffles placés sur le tamis de tête retiennent les pépites si l'alluvion en contient.

En employant comme tamis finisseur une maille de $0^{mm},8$, il n'est pas douteux qu'on réalise une perte certaine de métal précieux; mais il suffit de faire quelques essais pour se rendre compte que, même avec cette grosseur de maille, l'or ne traverse pas facilement le tamis, sauf s'il est très fin et arrondi. On emploi aussi une maille plus fine que 1/2 millimètre; mais on a reconnu qu'il en résultait une diminution de rendement que ne compensait pas le meilleur pourcentage d'or sauvé (*fig.* 38).

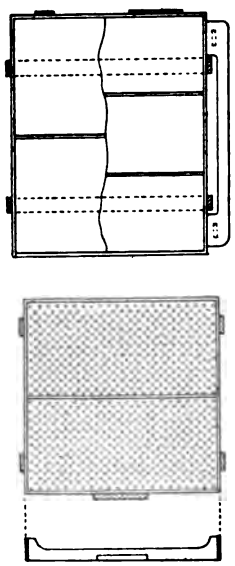


Fig. 38. — Tamis du sasseur à sec.

La capacité de travail de cet outil est environ le double de celle d'un vanneur. Il en résulte que si la proportion d'or fin, en poudre, est peu importante, il est préférable de se contenter du sasseur. Si, au contraire, l'or fin prédomine, c'est aux vanneurs qu'il faut donner la préférence.

Procédé Édison. — Tous les appareils que je viens de décrire sont des outils de petits mineurs plutôt que de véritables appareils de traitement, s'appliquant à de gros volumes et susceptibles d'une utilisation industrielle proprement dite.

Le problème a tenté de nombreux chercheurs, et la liste des procédés plus ou moins théoriques destinés à résoudre le problème de la séparation de l'or par le vent remplirait de nombreuses pages s'il fallait les citer toutes.

Il y a environ sept ans que M. T.-A. Edison a commencé à étudier ce problème, non pas dans le but de traiter des sables riches, comme peuvent le faire avec succès les travailleurs manuels opérant sur des matières relativement riches; il s'agissait de trouver un moyen de tirer un parti avantageux des fameuses « Gold Mountains » situées dans la région aride du Nouveau-Mexique, à 35 milles au

Sud-Ouest de Santa-Fé. Voici, d'après l'*Engineering and Mining Journal* comment il y est parvenu.

Les difficultés à vaincre étaient importantes et nombreuses :

1° Le procédé devait être très peu coûteux. Il ne fallait pas dépasser un prix total de 0 fr. 75 par yard cube (environ 1 franc par mètre cube), pour excaver les alluvions, les concentrer et évacuer les tailings ;

2° L'appareil devait nécessairement avoir une grande capacité pour pouvoir traiter, chaque jour, des quantités importantes dans une usine appropriée ;

3° Le rendement en or sauvé devait être élevé ; problème difficile, quand la teneur est aussi faible que celle qu'il fallait envisager ;

4° Enfin l'appareil devait pouvoir sauver indifféremment l'or en pépites et l'or fin en poussière comme de la farine.

Après trois années de recherches, dans tous les ordres d'idées relatifs à la concentration à sec, M. Edison a reconnu que, si certaines conditions pouvaient se trouver remplies dans la simple méthode de laisser tomber librement dans un courant d'air horizontal, on pouvait séparer tout l'or contenu dans le minerai, en se basant uniquement sur la différence de déviation produite par l'action du vent sur des particules de densités différentes.

Les quatre conditions fondamentales à réunir sont les suivantes :

1° Absence de variations dans la pression du vent ;

2° Écoulement régulier de la veine gazeuse, *même le long des parois* en contrebalançant leur action retardatrice, de façon à réaliser un écoulement parfaitement égal en tous les points de la section ;

3° Toutes les parcelles, aurifères ou non, doivent tomber, sous l'action du vent, avec une *vitesse initiale nulle ;*

4° Le classement des matières à traiter ne doit admettre que les différences limitées dans la section des particules soumises au courant d'air.

Tous ces principes étaient réunis dans la machine installée à New Mexico, où une usine d'expérience fut installée sur le placer destiné à être traité par la nouvelle méthode. Cette machine était en bois, on en trouvera le schéma à la figure 39.

La matière est régulièrement fournie par un rouleau distributeur *b*, placé à la partie inférieure de la trémie de chargement. Elles tombent sur une gouttière *c* d'où elles glissent, sans vitesse

initiale, dans le courant d'air fourni par un ventilateur *d*. L'idée originale consiste à mettre entre ce ventilateur et le point de séparation des matières, deux tamis *e* et *f* qui régularisent le débit des veines gazeuses. L'arête séparatrice *g* divise les matières qui tombent en deux portions. Celles qui tombent dans le conduit *h*, qui se composent de l'or, du sable noir et de tous les minéraux ayant un poids spécifique élevé. La portion qui dépasse l'arête est stérile et

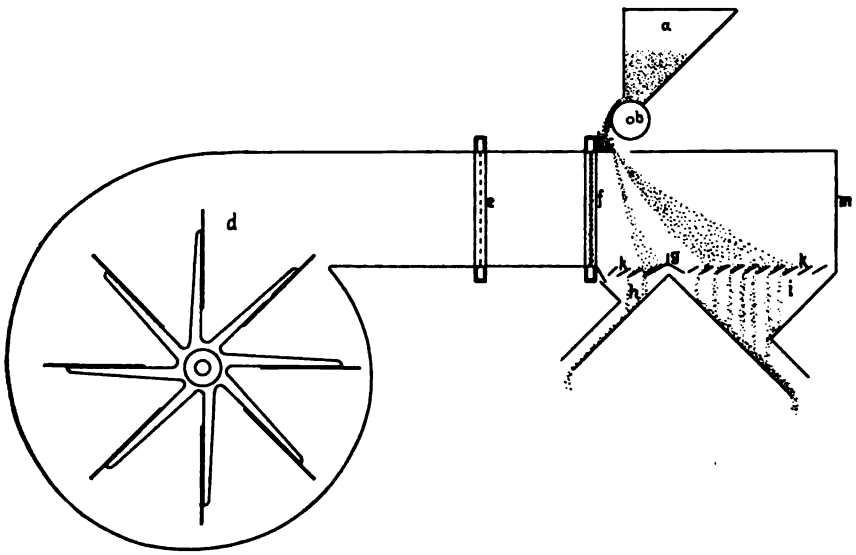


Fig. 39. — Séparateur Edison.

s'écoule par la sortie *i*. L'extrémité du conduit *m* est ouverte. Les palettes intermédiaires *k*, *k*, ne jouent aucun rôle dans la séparation; elles ont simplement pour but d'empêcher les tourbillons.

On commence par régler la vitesse du ventilateur ainsi que la position de l'arête de séparation *g* et la vitesse d'alimentation du minerai, préalablement classé comme on va le voir.

Les graviers aurifères traités au moyen de cette machine étaient extraits de puits répartis sur une vaste surface du placer de Santa-Fé. Ils avaient donc une composition très variable. Dans certains puits, l'or était assez gros, dans d'autres, extrêmement fin. Tantôt l'alluvion était sableuse, parfois aussi très argileuse.

La teneur en or de ces matières variait entre 1 fr. 50 à moins de 0 fr. 15 par yard cube (1 fr. 90 à 0 fr. 19 par mètre cube).

On avait reconnu que l'or le plus gros contenu dans ces alluvions ne dépassait pas 3 millimètres de diamètre (1/8 de pouce); et que par conséquent on pouvait, sans danger de pertes, cribler sur place à cette dimension de maille et ne transporter que ce qui avait passé à ce numéro de tamis.

Ces matières ont été soumises à un classement en cinq grosseurs A, B, C, D et E.

Les matières A sont constituées par des particules passant pour la majeure partie au tamis 200 et en tout cas inférieures au tamis 100 mesh. A l'état humide ces matières auraient été de véritables slimes. Les matières E correspondent au n° 20 mesh. Les autres numéros sont intermédiaires.

La séparation des diverses classes s'est opérée au moyen des tamis imaginés par M. Edison par des dispositifs qui n'ont pas été publiés, mais qui sont appliqués dans des industries où on doit aussi tamiser très finement et avec régularité, comme dans la fabrication du talc, par exemple, ou de la baryte. On y arrive au moyen de filtres sous pression, qui sont couramment employés dans les bluteries fines.

Chacune de ces classes a passé ensuite dans un séparateur Edison.

L'échantillonnage des tailings pour déterminer les pertes du procédé s'effectuait automatiquement et portait sur une quantité de 4 0/0 du tonnage qu'on se proposait de traiter.

Quant aux concentrés, ils étaient entièrement passés à la batée à main pour les réduire, et essayés ensuite par la fonte plombeuse. On faisait de même pour les tailings.

Le tableau comparatif de ces essais est donné ci-dessous. Comme on devait s'y attendre, ce sont les matières les plus fines qui ont donné les résultats les moins favorables.

DIMENSIONS	QUANTITÉ traitée livres	OR CONTENU (concentrés) milligrammes	OR CONTENU (tailings) milligrammes	POURCENTAGE d'or sauvé
A.....	8,900	513,2	147,40	77,7
B.....	7,022	1.737,5	66,65	96,3
C.....	8,040	3.478,0	75,70	97,8
D.....	8,075	3.667,0	340,46	91,5
E.....	6,848	2.542,5	26,41	99,0
TOTAUX.....	38,896	11.038,2	656,62	95,0

Le déchet dans le rendement de la classe D tient à une circonstance fortuite, un grain d'or échappé à la séparation, sinon le chiffre aurait été pour cette classe de 98,5.

L'application en grand de ce procédé comporte l'emploi d'un excavateur pour l'enlèvement des alluvions, accompagné d'un crible rejetant aux remblais en arrière de la machine, les refus supérieurs à la limite de grosseur de l'or.

L'usine de traitement reçoit ces fines, les tamise en cinq classes allant à cinq séparateurs Edison. Les refus sont évacués aux remblais, et les concentrés réunis sur un transporteur à courroie vont au séparateur magnétique Edison, qui les débarrasse de leur fer magnétique, qui constitue la principale impureté accompagnant l'or. Le résidu est fondu en lingots. Quant au sable noir, qui est fréquemment aurifère aussi, il constitue un excellent fondant pour les usines à cuivre qui l'incorporent dans leurs lits de fusion.

Le point faible de ce système est l'obligation de classer, avec des numéros de tamis aussi fins que 200 mesh, de grandes quantités de matières. C'est une difficulté que nous rencontrerons aussi dans le traitement des quartz aurifères, où les questions de broyage et de classement des produits fins jouent aussi un rôle capital.

Séparateur Freid. — Le principe du séparateur Freid est basé sur l'aspiration de l'air, autrement dit sur une dépression au lieu d'une pression positive, comme dans l'appareil Edison; mais l'ensemble du dispositif ressemble beaucoup à celui que je viens de décrire. L'aspiration est produite au moyen d'un ventilateur établi de façon à maintenir constant le passage de l'air entre ses ailes, qui sont équilibrées par rapport à l'axe de ce ventilateur aspirant, du type hélicoïdal.

Un appareil complet comprenant cinq séparateurs est en service à Orange (New Jersey). L'avantage de ce dispositif est de ne pas exiger le classement préalable autre que le criblage grossier, opéré sur le carreau même du placer.

Avant de passer à la description des méthodes d'exploitation que je viens d'esquisser, il est indispensable d'exposer, tout d'abord, les procédés employés pour rechercher et reconnaître l'existence et la richesse des placers.

C'est le côté capital et essentiel de cette industrie.

Innombrables sont les affaires, même bonnes, qui ont échoué à cause d'une prospection préalable insuffisante, soit par suite d'erreur dans l'appréciation de la teneur moyenne, soit, ce qui est un cas tout aussi fréquent, qu'on ait mal apprécié le cube de stérile à déplacer ou la quantité d'eau sur laquelle on peut compter en toute saison sur le placer.

Il y a là un ensemble de connaissances, très simples par elles-mêmes, mais qui exigent de la part de celui qui est chargé de ce genre de travail, une très grande pratique et une expérience consommée.

On considère trop souvent cette opération préalable comme une dépense inutile, parce qu'elle ne se traduit pas par un rendement immédiat en or extrait. C'est une erreur contre laquelle je ne saurais trop m'élever. Une prospection et un cubage d'alluvions aurifères bien faits *créent* au contraire *une valeur réelle et tangible :* celle du placer lui-même, tout gisement privé de cette opération préalable étant, à mes yeux, une pure valeur de spéculation. L'achat d'un placer sur lequel il n'a été fait qu'un très petit nombre de puits et qu'on essaie de négocier en se basant sur la proximité d'un placer très riche dont il serait le prolongement, doit être écarté *a priori*. Même abstention aussi pour les placers dans lesquels les trous de prospection n'ont pas atteint le bedrock pour une cause quelconque, la plus fréquente étant une venue d'eau trop grande dans les puits de sondage, mais dans lesquels on escompte l'enrichissement des teneurs dans la partie qui a si malheureusement échappé à l'investigation au moment où on touchait au but. Toutes les probabilités sont pour que cette abstention ait été *volontaire*.

Je consacrerai donc un chapitre entier à cette question des recherches et des cubages, en variant les exemples, afin de donner une idée des frais qu'entraîne cette opération dans les divers pays où on peut avoir à l'exécuter.

CHAPITRE II

PROSPECTION ET CUBAGE DES PLACERS

Quelle que soit l'origine des placers, la *prospection*, c'est-à-dire la constatation de l'existence de l'or dans leur sein et le *cubage*, autrement dit la vérification d'une teneur payante sur un nombre suffisant de milliers de mètres cubes pour permettre : d'abord la construction des voies d'accès et des habitations, puis l'installation des appareils nécessaires et enfin, l'amortissement dudit matériel avant l'épuisement du gîte reconnu, constituent l'opération préalable, essentielle, sans laquelle une exploitation placérienne a toutes chances d'aboutir à un insuccès certain. Cette constatation est d'autant plus indispensable que les teneurs annoncées sont plus élevées, car on est toujours porté, après la réussite d'un certain nombre de puits bien payants, à généraliser les résultats obtenus et à gonfler les quantités d'or mises en évidence par des sondages insuffisants, alors qu'on aurait évité tout mécompte en multipliant les travaux de reconnaissance. Ceux-ci démontrent invariablement que les dépôts éminemment riches ne constituent, dans l'immense majorité des cas, que *des portions très restreintes du cube total à exploiter*.

En principe, les alluvions aurifères ne présentent que très exceptionnellement des teneurs comparables à celles qui sont considérées comme une moyenne assez médiocre dans les exploitations filoniennes. C'est là un point sur lequel il convient de bien fixer les idées, car il m'est arrivé nombre de fois, en exposant des affaires d'alluvions aurifères à des personnes, compétentes en fait de mines d'or proprement dites, mais ne s'étant jamais occupées d'alluvions aurifères, de les épouvanter en considérant comme très rémunératrices des teneurs de 2 *et* 3 *grammes au mètre cube*, alors qu'elles étaient habituées à entendre parler, comme teneurs déjà médiocres, de chiffres de 15 à 16 grammes *par tonne de minerai* à broyer. Si

on considère en effet qu'un mètre cube d'alluvion en place pèse environ 2.200 kilogrammes, on voit qu'une alluvion *titrant*, par exemple, 2 grammes au mètre cube, contient, en réalité, par tonne, *un peu moins de* 1 *gramme*, ce qui est beaucoup moins que la teneur des tailings, rejetés comme sans valeur par la plupart des usines les mieux montées pour le broyage des quartz; et, quand je parle de teneurs de 2 grammes au mètre cube, je cite déjà un chiffre très respectable, car on verra qu'on exploite couramment, et avec bénéfice, des alluvions contenant moins de 1 franc et même, dans les installations hydrauliques ou de dragage, *moins de* 0 *fr.* 50 *d'or par mètre cube en place* soit en poids, à raison de 3 francs le gramme, *moins de* 17 *centigrammes d'or par mètre cube.*

Ceci s'explique par les différences radicales qui existent entre les frais d'exploitation et de traitement des uns et des autres de ces minerais aurifères : tandis que les gisements filoniens proprement dits exigent un travail considérable pour l'exploitation souterraine, l'extraction, le transport à l'usine, le broyage, le traitement des concentrés, l'intérêt et l'amortissement d'installations coûteuses et les frais généraux, le lavage des alluvions aurifères, ne demande que des frais de premier établissement incomparablement moins grands que ceux que je viens d'énumérer et se ramène, on peut le dire, à un problème de terrassement. Ce sont en réalité *deux industries entièrement distinctes* et qui n'ont de commun que le produit final, c'est-à-dire l'or retiré.

Notions sur la prospection des placers. — La prospection proprement dite est, généralement, une *opération individuelle* exécutée, soit par des gens du pays, soit par des chercheurs agissant pour leur propre compte. En principe, dans tous les pays où il existe des alluvions aurifères, les indigènes le savent et se livrent depuis un temps immémorial à la recherche et à l'exploitation, par des procédés plus ou moins primitifs, du métal précieux, dont ils connaissent parfaitement la valeur, qui s'échange partout pour un prix plus ou moins voisin de sa valeur réelle, étant donnée la facilité de son transport et qui représente une grande valeur sous un très faible poids. Dans chaque pays, les prospecteurs locaux acquièrent rapidement une habileté très grande pour reconnaître les roches dont la présence accompagne celle de l'or et qui leur servent par

conséquent de guides dans leur étude du terrain. Ce sont, dans la très grande majorité des cas, des roches vertes, surtout des diorites ou des amphibolites, qui jouent ce rôle d'indicateur.

Le quartz sous toutes ses formes, mais surtout lorsqu'il est carié, ferrugineux, rougeâtre, doué d'un certain éclat vitreux, est aussi un indice familier à tous les chercheurs d'or. Les prospections se font presque toujours dans le fond ou dans le voisinage du fond des vallées, vu la tendance de l'or à gagner toujours les points les plus bas, grâce à son poids spécifique élevé. Le lavage à la batée du sable des rivières constitue aussi un moyen de prospection très commode, vu qu'il fournit des indications sur l'existence des terrains aurifères en amont du point où on a reconnu la présence du métal précieux dans les sables et graviers fluviaux. On peut dès lors, en le suivant pour ainsi dire à la piste, remonter les cours d'eau jusqu'au point où ils cessent d'être aurifères, suivre alors les affluents qui contiennent le métal précieux et arriver ainsi à ses points d'émission ou d'origine.

En réalité, ce premier travail est presque toujours un fait accompli lorsqu'on va prospecter dans des pays où vit une population indigène. Ce n'est que dans les grandes solitudes des forêts vierges équatoriales, où cette première série de recherches n'a pas encore été exécutée, qu'on peut être appelé à s'y livrer. La présence du sombre manteau de végétation forestière, qu'accompagne presque immanquablement une puissante formation latéritique, un épais humus, provenant de la décomposition des résidus végétaux, enfin la fièvre et les insectes, rendent parfois singulièrement difficile et pénible cette première phase de la recherche de l'or (*fig.* 40).

Une fois la présence de l'or prouvée, il s'agit de déterminer les points où son exploitation pourra être tentée avec profit et de déterminer aussi quelle sera l'importance des bénéfices à espérer.

On peut dire que l'exploitation placérienne *est une des opérations minières les plus sûres* qu'on puisse concevoir, si on ne se décide à l'entreprendre qu'*après un véritable sondage méthodique du terrain*. Si ce travail a été fait et bien fait, on peut considérer que tout risque de perte est écarté, l'importance du bénéfice dépendant uniquement de la bonne adaptation de la méthode la plus économique aux gisements en question, de l'examen des conditions locales de la main-d'œuvre, du prix des transports et enfin du climat.

Les échecs dus à la prospection insuffisante ou tronquée des alluvions aurifères avant d'y installer des appareils destinés à les traiter, qu'ils soient ou non mécaniques, sont si fréquents que je pourrais en donner une longue liste en ne citant que ceux qui me sont personnellement connus ou dont j'ai été victime.

C'est une tendance naturelle du mineur d'or d'être toujours enclin à penser que les circonstances défavorables peuvent bien atteindre les autres, mais qu'elles ne sont pas faites pour lui.

Les organisateurs d'affaires de filons aurifères, qui dépensent plusieurs centaines de mille francs pour monter une batterie de 20 ou

Fig. 40. — En prospection sur le Maroni.

40 pilons sur de simples échantillons superficiels avant d'avoir ouvert leur mine, constituent d'ailleurs une catégorie tout aussi nombreuse que les placériens travaillant au petit bonheur.

Tous deux sont voués à la même fin lamentable.

Il convient, pour éviter de pareils mécomptes, de suivre, pour le cubage des placers, une méthode régulière et scientifique conçue de manière à réduire au minimum les surprises dans l'évaluation des teneurs et à réserver un coefficient de sécurité tel qu'on soit toujours assuré que les résultats à attendre de l'exploitation seront supérieurs au chiffre résultant du sondage.

C'est, en réalité, un vaste échantillonnage qu'on doit se proposer de faire; et, quand on réfléchit à la proportion réellement infime de métal précieux qu'il s'agit de mettre en évidence et de déterminer avec exactitude, on reste émerveillé de la précision avec laquelle

on arrive à fixer des chiffres qui appartiennent à des ordres de grandeur considérés généralement comme négligeables avec nos moyens d'appréciation ordinaires.

Pour prendre un exemple, une teneur de 1 gramme par mètre cube d'alluvion constitue, dans la majeure partie des cas, une teneur nettement rémunératrice. Or, 1 mètre cube d'alluvion, pesant en moyenne 2.250 kilogrammes en place, on voit que le poids de matière utile à déterminer dans 1 mètre cube n'est que de $\frac{1}{2.250.000}$ du poids total, c'est-à-dire, en fraction décimale, une proportion de 0,000000444 du poids du minerai brut. Si on faisait la comparaison en volume, on arriverait à un rapport encore 19 fois plus faible ! Malgré ces difficultés, on arrive à démontrer, comme nous allons le voir, avec une sécurité complète, l'existence dans un cube déterminé d'alluvion d'une quantité d'or se chiffrant par un nombre de kilogrammes dont l'existence est *absolument certaine*.

Exécution des sondages. — Dans les alluvions peu profondes, la méthode consiste, comme le bon sens l'indique, à faire une série de trous ou de puits creusés à la main ou au moyen d'appareils de sondage.

Les puits n'exigent aucun matériel spécial, sauf lorsqu'il est nécessaire de les épuiser artificiellement au moyen de pompes ou de pulsomètres. Ce n'est que récemment qu'on a commencé à adopter les sondages à la tige sous des diamètres plus ou moins grands. Dans tous les cas, un sondage est d'autant plus probant qu'il aura mieux observé les deux règles fondamentales suivantes :

1° Multiplier suffisamment les sondages pour que les cas particuliers dans l'un ou l'autre sens (enrichissements extraordinaires ou appauvrissements subits) soient noyés dans un nombre assez grand de prises d'essai pour que leur influence perturbatrice ne réagisse pas sur le résultat définitif.

2° Développer d'autant plus les sondages que les teneurs trouvées sont plus fortes, de manière à délimiter et à circonscrire exactement les portions exceptionnellement riches de la couche.

Examinons en détail la manière dont s'exécute ces diverses opérations dans les pays où elles sont classiquement appliquées.

Celle par puits a son lieu d'élection en Sibérie.

MÉTHODE SIBÉRIENNE POUR LES SONDAGES

Dans la Sibérie Orientale, notamment dans le bassin de la Léna, dans celui du fleuve Amour et de ses affluents, dans la Province Maritime, c'est-à-dire dans la région littorale de l'Océan Pacifique, comprise entre le fleuve Amour et la Corée, sur les côtes de la

FIG. 41. — Départ d'une « partie » de recherches.

mer d'Okhotsk et jusque dans le Kamschatka, les « parties » ou expéditions de recherches ont devant elles un vaste champ ouvert à leur activité (*fig.* 41).

La sombre « taïga » (forêt sibérienne) n'a pas encore livré tous ses trésors; elle a pour les défendre des alliés redoutables : à l'instar des gnômes et kobolts malfaisants qui, dans la mythologie des anciens mineurs du Hartz, travaillaient constamment à contrecarrer les travailleurs dans leurs souterrains, d'autres ennemis plus

sérieux et surtout plus réels viennent barrer la route au rude prospecteur sibérien. En première ligne vient le climat, un des plus rigoureux du globe ; ensuite l'absence complète de voies de communication, un sol toujours glacé et dès lors inattaquable au pic en profondeur, se transformant pendant le dégel superficiel des quelques mois d'été en « toundra », nom générique des vastes tourbières qui s'étendent à perte de vue, tapissant le sol de leur manteau de mousse détrempée sur lesquelles la circulation est presque impossible. Sous les voûtes noires et silencieuses des grands mélèzes aux branches desquels pendent les lichens en longues barbes blanches, aucune autre végétation que cette toundra imprégnée d'eau glacée: c'est le désert et la solitude, la mort pour l'imprudent qui s'y engage sans avoir préalablement assuré sa base de ravitaillement. Tels sont les ennemis du prospecteur sibérien ; ils n'abattent ni son courage ni ses espérances de fortune, tant il est vrai que l'intérêt, ce grand levier des volontés humaines, secondant le génie de l'homme finit par avoir raison des éléments les plus redoutables contre lui conjurés.

J'ai déjà dit qu'en Sibérie plus que dans tout autre pays aurifère, le cubage préalable des placers a une importance capitale. Cela tient à la forme habituelle des sociétés aurifères russes dites « Sociétés par compagnons », qui seront décrites à propos de l'exploitation des placers sibériens. Mais, indépendamment de ces considérations d'ordre financier, il est évident que tous les placers, qu'ils soient pauvres ou riches, n'ont que des dimensions et par conséquent qu'une durée limitées, les meilleurs, les plus fameux, comme le Djilinda qui a donné 2.000 pouds d'or[1], valant 100 millions de francs, le groupe du Djolon qui a donné à peu près autant, n'ont guère duré plus de dix ans, en tant que période brillante, car, sur des placers aussi riches, il reste toujours des coins à glaner. Les recherches nouvelles sont donc des travaux d'une importance capitale. Une affaire de placers n'a son avenir assuré que si ceux qui la dirigent restent constamment sur la brèche en sachant utiliser les périodes de prospérité merveilleuse que procurent les découvertes heureuses pour en préparer de nouvelles.

C'est en un mot sur les travaux d'exploration, sur les résultats positifs ou négatifs qu'ils donnent, que repose en majeure partie

1. Un poud d'or pèse 16^{kg},381 et vaut 50.000 francs en chiffres ronds.

la valeur des affaires de placers en Sibérie. On ne saurait donc leur accorder trop d'attention.

De la recherche des placers. — Voyons tout d'abord comment les recherches sont organisées dans l'ensemble de la région, ce qu'elles coûtent, ce qu'elles rapportent et, somme toute, quels résultats elles produisent pour ceux qui en paient les frais.

Il convient de reconnaître *a priori*, pour être impartial, que ces travaux d'exploration sont par leur nature même, par la saison et les lieux où ils s'exécutent, d'une surveillance et d'un contrôle très difficiles et qu'il faut disposer, pour les exécuter dans de bonnes conditions, d'un personnel réunissant des qualités multiples. Les chefs de « partie » doivent posséder tout d'abord une grande énergie et une bonne santé, être jeunes, vigoureux et connaître à fond les habitudes du pays. Il est indispensable qu'ils soient Russes pour pouvoir commander leurs hommes et vivre avec eux de la vie de « taïga ». Ils doivent posséder au moins quelques notions pratiques sur les gisements alluvionnaires d'or, sur la nature des roches accompagnant habituellement le précieux métal, etc., et enfin une grande honnêteté, car ces agents, auxquels on donne des pouvoirs suffisants pour déclarer des placers au nom de leurs mandants, sont exposés à la facile tentation de profiter directement des découvertes heureuses qu'ils peuvent faire, en les déclarant au nom d'un compère. Ces diverses qualités, déjà rares par elles-mêmes, se trouvent encore plus rarement réunies sur une même tête, et c'est par là que la réussite des recherches se trouve le plus souvent compromise.

Voici maintenant comment s'opère le travail : Dès les premiers jours de novembre, lorsque les rivières commencent à geler (*fig.* 42), les expéditions se rendent sur le théâtre de leurs recherches, où elles doivent séjourner tout l'hiver en se ravitaillant de temps à autres aux « résidences », sortes de dépôts établis à proximité des cours d'eau navigables où on a accumulé des vivres et des provisions pendant la saison de la navigation en été.

Elles se mettent vigoureusement au travail, pendant les plus grands froids (— 30° à — 40° centigrades au-dessous de zéro).

On exécute dans la vallée qu'il s'agit de prospecter une série de puits nommés « chourfs » de section carrée, de $1^{m},50$ à 2 mètres de côté. Ces « chourfs », creusés suivant une ligne perpendiculaire

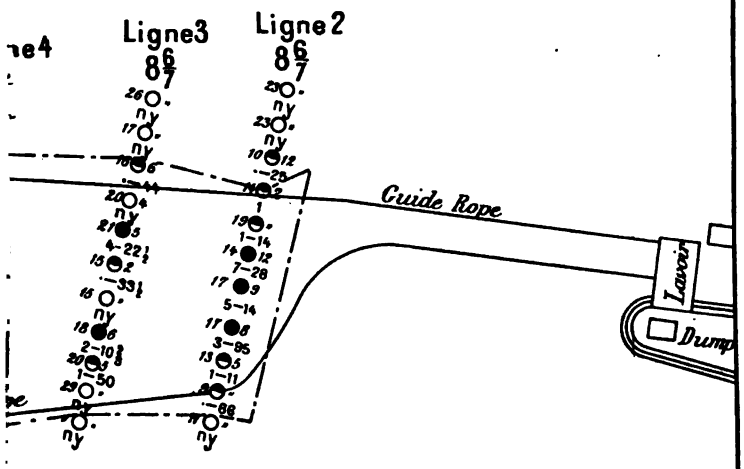
à la direction générale du cours d'eau, doivent embrasser la totalité de la vallée (*fig.* 43), car le lit aurifère n'épouse nullement les sinuosités de la rivière actuelle, et si on se bornait à prospecter le voisinage immédiat de cette dernière, on risquerait de manquer le chenal riche et de considérer comme stérile une vallée contenant une alluvion riche, mais étroite, parfaitement exploitable avec bénéfice.

FIG. 42. — Expédition de recherches en Sibérie traversant une rivière à demi-gelée.

Pour la même raison, les « chourfs » ne doivent pas être trop espacés les uns des autres; les premiers sondages s'exécutent en général avec des intervalles de 20 à 25 sagènes (40 à 50 mètres), quitte à les rapprocher davantage ou à faire des puits intermédiaires lorsque deux sondages consécutifs ont donné des traces ou « couleurs » d'or.

Il est tenu un registre très exact des résultats obtenus; l'alluvion est extraite par couches d'épaisseur uniforme de un tchetvert (1/4 d'une archine, soit environ 18 centimètres). Les puits ayant une section de 1 sagène carrée (1 sagène égale $2^m,10$), cela fait un cube d'environ 800 litres sur lesquels on fait, au moyen d'une petite table inclinée (stanok), un essai réel de lavage. Chaque trou est porté à son emplacement réel sur la carte, avec trois chiffres en regard : à gauche l'épaisseur du stérile, à droite la puissance de l'alluvion et, en dessous, la teneur moyenne de cette dernière, déduite des

Planche I (page 121).



Plan de sondage du placer
LEONOVSKI
Ion, Bassin de la Zéya (Pce Amourienne)

Légende

age n'ayant rien donné
à 2 Zolotniks aux 100 pouds
d.º d.º
chiffre de gauche donne l'épaisseur du stérile (en tchetverts)
d.º droite d.º de la couche d.º
d.º au dessous donne la teneur aux 100 pouds
a été exécutée la ligne de sondage
l'Opération 1889
d.º 1890
duit 138 pouds d'or valant 6 900 000 francs en 110 jours
144 d.º d.º 7 200 000 - 109

résultats donnés par les diverses couches de 1 tchetvert (17^{cm},8) d'épaisseur composant l'alluvion proprement dite.

On obtient ainsi un plan de cubage dont je donne une copie exacte à la Planche I qui représente le fameux placer Lénovski dans la vallée de Djolon (Bassin de la Zéya, Sibérie Orientale). L'exploitation de la partie dont je donne le plan a donné les résultats suivants pendant les deux années 1889 et 1890 :

	ANNÉE 1889	ANNÉE 1890
Nombre de jours de travail.....	110	109
Or produit (en pouds).....	138	144
Valeur de cet or.....	6.900.000 fr.	7.200.000 fr.

Pénétration de l'or dans le Bed-rock. — Les couches les plus riches étant situées dans le voisinage du « bed-rock », c'est-à-dire de la roche encaissante qui forme le fond réel de la vallée, il importe de conduire le sondage jusqu'à ce qu'on rencontre la roche solide : il convient même d'*entamer cette dernière* sur 0^{m},40 à 0^{m},50 de profondeur, car l'or s'y est souvent introduit par les fissures ; ce phénomène est surtout sensible lorsque le bed-rock est formé par des schistes ou des gneiss redressés, roches feuilletées qui offrent de nombreuses fentes où vont se loger les pépites. Ces indications, qui paraissent être une simple question de bon sens, sont souvent difficiles à suivre dans la pratique. L'or se présente parfois à plusieurs niveaux, les plus bas étant naturellement les plus riches. Ces niveaux sont séparés par des argiles stériles qui découragent les chercheurs et qui les amènent à se cantonner dans les niveaux supérieurs. J'ai personnellement reconnu ainsi, en Transbaïkalie, un deuxième niveau sur un placer dont le premier niveau avait donné des résultats magnifiques (plus de 30 millions de francs) et qui était considéré comme épuisé.

Ces alluvions inférieures, plus profondes naturellement que les niveaux superficiels, sont plus difficiles à exploiter avec les moyens primitifs dont on dispose. En général, la couche superficielle d'argiles stériles à la surface du sol ne dépasse pas 2 à 3 mètres de puissance. Quant à l'épaisseur de la couche aurifère proprement dite, elle est assez variable, mais comprise en général, comme nous

l'avons déjà vu précédemment, entre 0m,70 et 1 mètre. Il faut d'ailleurs ajouter que les Sibériens, travaillant dans ces régions lointaines, qualifient de « traces d'or » toute la partie supérieure de l'alluvion qui contient de 0gr,50 à 1 gramme d'or au mètre cube, et la comptent comme stérile dans leur appréciation du gîte. Dans l'Oural au contraire, le minimum payant s'abaisse parfois jusqu'à un demi gramme par mètre cube.

Épuisement des sondages. — Le grand ennemi des prospecteurs, c'est l'eau. Malgré le froid intense qui règne pendant l'hiver dans les contrées du Haut-Amour (leur température moyenne annuelle varie entre — 2° et — 7° et les minimas de décembre à mars oscillent entre — 30° et — 35°), le sol n'est pas uniformément gelé. Dans le fond des vallées notamment, la fermentation des détritus végétaux enterrés dans le sous-sol entretient une chaleur relative, qui se traduit par des suintements néfastes dans les « chourfs » en fonçage. Dès que ce signe se présente, l'ouvrier sort du trou et va travailler dans un autre, en attendant que le froid ait formé un anneau de glace sur les parois. Il revient alors à son fonçage et allume du feu sur le fond (*fig.* 152) en y concentrant le plus possible la chaleur, car, si l'eau est pour lui un danger, vu le manque de moyens sérieux d'épuisement et l'impossibilité d'en amener sur place, la congélation du terrain est aussi un obstacle à son travail. Il lui est impossible en effet d'abattre au pic un terrain gelé ; il résiste mieux qu'un poudingue fortement cimenté à l'action des outils ordinaires; il a même un défaut en plus, c'est celui de se mater, à la façon du plomb, sous le choc de l'outil. Ce phénomène du gel profond est le plus grand empêchement que rencontre l'exploitant de sables auritères en Sibérie. Il l'oblige, dans les travaux d'abatage des alluvions aurifères, à enlever le terrain par petites banquettes minces de 0m,30 à 0m,40,

Fig. 43. — Une ligne de « chourfs » dans la « Taïga ».

maximum de ce que le soleil peut dégeler en trois jours (*fig.* 44). Le gel du terrain, dans les pays où la chute des neiges est faible, atteint des profondeurs qui paraissent incroyables quand on ne les a pas vues de ses propres yeux. Dans le bassin de la Léna, par exemple, où on exploite des alluvions fort riches, mais profondes, par travaux souterrains, à 25 ou 30 mètres de profondeur, le sol est absolument gelé à cette distance de la surface, et il faut s'aider du feu pour l'arracher péniblement par parcelles, dans des galeries munies d'énormes boisages ; car, pour comble de malheur, ce terrain si dur, si compact, si résistant aux outils, tombe en boue véritable dès

Fig. 44. — Exploitation par tailles minces, des alluvions gelées en Sibérie.

qu'il sent la chaleur. Il faut par conséquent se préserver par des boisages jointifs contre les éboulements que provoque l'emploi, cependant indispensable, du feu comme moyen d'abatage. Nous verrons plus loin, dans le paragraphe consacré à l'exploitation des alluvions gelées, les méthodes récentes de dégelage employées au Klondyke, qui ont aussi leur application dans le creusement des puits de recherches.

Si l'eau est parfois un obstacle pour les recherches, le cas le plus général en hiver est, heureusement, le fonçage à sec, grâce au concours du froid intense. Dans la Province Maritime, dont le climat est moins rude, à cause du voisinage de la mer, l'inondation des « chourfs » est fréquente ; aussi beaucoup de placers riches restent-ils inconnus dans cette région, malgré les indices annonçant leur existence certaine, faute d'un petit matériel portatif de pompes à

vapeur ou de pulsomètres, qui ferait merveille une fois rendu sur place. C'est là tout le problème.

Quoi qu'il en soit, c'est toujours l'hiver qui est la saison choisie pour les recherches ; c'est d'ailleurs la seule époque pendant laquelle on puisse circuler sans s'enfoncer dans les tourbières. La glace des rivières sert de route aux traîneaux.

Dans les recherches bien conduites, l'expédition d'hiver est toujours précédée par une tournée exécutée en été, par le chef de « partie » accompagné d'un ou deux sous-ordres. Il étudie le pays, profitant du beau temps pour séjourner en forêt, descendant les rivières en barque, couchant à la belle étoile par les températures relativement chaudes de l'été et déterminant à l'avance la distribution de ses hommes sur le terrain. Il en profite aussi pour construire une ou deux « *zimoviés* » (cabanes en troncs d'arbres pour l'hivernage) dans ses centres futurs d'action.

Cette tournée est une excellente préparation, mais elle n'est pas toujours exécutée, et c'est un tort réel, car elle est d'une utilité incontestable.

Lorsque le chemin d'hiver est établi, après la chute des neiges, généralement vers la deuxième quinzaine de novembre, le chef de « partie » se met en route avec ses ouvriers et ses approvisionnements pour aller commencer ses sondages. Il y a alors deux cas à distinguer, suivant qu'il opère dans une région où la Compagnie qui l'emploie a déjà une installation faite, ou qu'il se rend dans une région entièrement nouvelle, éloignée de tout centre de ravitaillement déjà préexistant.

A. **Recherches à proximité d'exploitations existantes.** — C'est le cas le plus facile et, disons-le tout de suite, le plus sûrement fructueux pour la découverte des placers nouveaux. On dispose, en effet, de toute l'organisation déjà créée en vue de l'exploitation des alluvions : tout d'abord, d'une *Résidence* où sont amassés les vivres et qui sert de base de ravitaillement ; puis d'une installation sur les placers eux-mêmes, sorte de sentinelle avancée qui sert de centre de ralliement aux « parties » opérant dans un rayon de 100 à 200 kilomètres des placers.

Importance majeure des Résidences. — C'est là, il faut le reconnaître, que l'importance, la valeur indéniable des Résidences appa-

rait clairement. Seules les Sociétés qui les possèdent et qui ont su emmaganiser, pendant la saison de la navigation, des approvisionnements suffisants, sont en mesure de se livrer à des recherches sérieuses de placers (*fig.* 45).

Les « parties » qui ne disposent pas de cet avantage pourront, par hasard, faire une découverte heureuse ; elles ne seront pas en mesure d'assurer d'une manière régulière le rajeunissement du matériel de placers d'une Société importante.

Par le fait du voisinage d'un centre d'exploitation, sentinelle avancée, reliée par une route à la Résidence centrale, les « parties »

Fig. 45. — Batellerie d'une grande société de placers en Sibérie (Ravitaillement des Résidences).

qui évoluent dans son rayon d'action profitent de ses voies de communication ; les hommes se sentant rapprochés d'un centre de surveillance sont moins portés à s'adonner, pendant la durée des recherches, à des travaux autres que ceux pour lesquels ils sont payés, notamment à la chasse des bêtes à fourrures, qui est une industrie lucrative quand on a la vie matérielle assurée. C'est un cas qui se présente souvent et qui se caractérise par ce fait que les « parties » à leur retour, au printemps, reviennent découragées, n'ayant trouvé dans les sondages auxquels elles se sont livrées (?) que des traces inexploitables d'or, etc. Il est trop facile, si le théâtre des soi-disant travaux est proche, d'aller vérifier le fait et de confondre les délinquants, qui, dans ces conditions, n'osent pas se risquer à ce jeu.

D'autre part, si les recherches dans le rayon voisin des placers

existants sont couronnées de succès, on a plus facilement accès au nouveau placer, grâce aux voies déjà existantes sur l'arrière, et ces voies elles-mêmes, déjà payées par l'exploitation des placers qui en ont fait décider l'exécution, sont mises gratuitement au service du nouveau centre. Bien plus, on peut, dans ces conditions, envisager l'exploitation de placers dits pauvres, qui n'auraient aucune valeur s'il fallait leur faire supporter tous les frais de premier établissement d'une Résidence centrale, de dépôts secondaires, de routes reliant ces divers points, etc., avant d'en commencer l'exploitation.

En un mot, c'est le système de la tache d'huile, qui est le plus fructueux et le plus sûr.

B. **Recherches dans des régions entièrement nouvelles.** — Si on se propose d'opérer dans une région entièrement nouvelle, les difficultés sont accrues par la nécessité d'assurer d'abord, avant de commencer n'importe quels travaux de recherches, sa base de communication et de ravitaillement. On construit à cet effet une Résidence centrale au point où s'arrête la navigation fluviale, puis une série de relais d'hiver (*zimoviés*) sur le parcours entre la Résidence et la région qu'on se propose d'explorer, et enfin une installation centrale au milieu du système en question, d'où l'on peut rayonner sur le pays.

En général, de semblables campagnes se préparent deux ans à l'avance. La première année est consacrée à une prospection générale du pays, qui se fait mieux en été qu'en hiver, et à la construction des habitations. On y apporte ensuite, dans le courant de l'exercice suivant, les approvisionnements et les vivres; après quoi on peut procéder, pendant la saison propice, aux recherches proprement dites.

On ne s'attache dans ces recherches nouvelles, dans ces pointes hardies, vers des « Systèmes » non connus encore, qu'à la recherche des placers riches à 1 zolotnik aux 100 pouds et au delà (6 grammes environ par mètre cube d'alluvion en place). Les autres ne sont pas considérés comme méritant la peine de faire pour eux les frais de premier établissement considérables que nécessitent les méthodes actuelles, achat et entretien d'une nombreuse cavalerie, personnel ouvrier à faire venir de loin, cadres à créer, etc.

Telle est, dans l'un et l'autre des cas envisagés, la manière dont

on résout la grande question relative aux recherches, à savoir assurer l'approvisionnement régulier, la vie, somme toute, des hommes envoyés en expédition.

Au printemps les « parties » de recherches regagnent les Résidences et y font connaître les résultats de la campagne. Si la compagnie minière, ou les particuliers réunis en association de recherches, forme assez répandue en Sibérie, jugent les résultats suffisamment encourageants, ils déclarent le placer à l'Administration locale et à la Police, et cette déclaration sert de point de départ à la délivrance du titre de concession définitive. L'instruction de la demande, la délimitation du placer et la délivrance du titre authentique exigent un laps de temps qui n'est pas moindre que dix-huit mois à deux ans, pendant lesquels le demandeur n'a pas le droit de commencer l'exploitation, ni même de faire une extraction en petit des sables aurifères. Ces formalités multiples, les délais et les frais qu'elles occasionnent sont, il faut le dire, un obstacle presque insurmontable pour les petites gens, pour les orpailleurs marrons, pour les aventuriers, qui pullulent dans le pays. Ils préfèrent, quand ils trouvent un bon endroit, l'exploiter clandestinement, ce qui les dispense, du même coup, de payer la redevance en nature dûe à l'État.

Les recherches régulières, organisées comme nous venons de le dire, ont souvent maille à partir avec ces « khischnikis » (littéralement : ravisseurs) ou orpailleurs clandestins.

Ces exploitants irréguliers ont cependant leurs bons côtés : ils se chargent de faire gratuitement des investigations en forêt et, intelligemment surveillés, ils peuvent donner des indications précieuses dont saura profiter un bon chef de recherches.

On peut en effet, en étant renseigné sur les agissements de ces chercheurs, soit leur acheter au moment propice leur découverte, s'ils ont déposé une demande régulière de concession ; soit en prenant leurs lieu et place par une demande faite dans les formes légales, s'ils se contentent, comme c'est le cas général, d'exploiter les placers non attribués en rapinant à droite et à gauche. En un mot, ce sont d'excellents indicateurs pour une personne au courant des mœurs du pays, qui sait surveiller ces amateurs et tirer parti au moment propice de cette population, peu recommandable d'ailleurs, d'aventuriers chercheurs d'or.

Les chefs de partie qui ont fait une découverte heureuse

reçoivent, en outre de leur salaire, une participation dans l'or à extraire des placers par eux indiqués. Elle consiste dans une somme fixe, variant entre 200 et 300 roubles par poud d'or brut extrait, ce qui présente cet avantage pour le bénéficiaire qu'elle le fait participer d'une façon certaine aux produits de l'exploitation du placer par lui trouvé, sans l'exposer à prendre sa part aux pertes. La perception de cette redevance ne peut donner lieu à aucune inquisition fâcheuse, les chiffres de production de chaque placer étant officiellement publiés chaque année par l'Administration des Mines d'Irkoutsk.

Frais d'une expédition. — La dépense à prévoir pour l'envoi d'une « partie » de 10 hommes, y compris leur chef ou staroste, tous frais payés, pendant une saison d'hiver, est en moyenne de 1.000 roubles par homme, soit 10.000 roubles pour le coût total de l'expédition. Les résultats peuvent être, comme on le comprend aisément, nuls ou magnifiques; le risque est en tout cas très grand si on ne tente qu'une expédition isolée. Au contraire les sociétés qui envoient chaque hiver des expéditions de ce genre finissent par avoir des journaux de recherches très complets sur toutes les régions aurifères, journaux qui servent de guide pour l'avenir : l'insuccès même de certaines « parties » servant à éviter l'envoi d'expéditions dans les zones reconnues comme définitivement stériles. Ces renseignements privés sont naturellement tenus dans le plus grand secret, et les archives de ce genre ne sont jamais communiquées aux tiers. Pour la même raison, les découvertes heureuses ne sont pas transcrites telles quelles, dans la déclaration réglementaire à la police. On provoquerait immédiatement un « rush » des « khischnikis » ou de concurrents sérieux sur ce nouvel Eldorado, d'où résulteraient des ennuis sans fin.

Comme toujours, il se mêle un peu de superstition aux découvertes heureuses; les légendes sur ce sujet abondent. Un riche placer en Transbaïkalie a été découvert grâce au concours aussi gratuit qu'involontaire, des « *tarbaganes* », sortes de gros rats de prairies qui fourmillent dans le pays, creusant des terriers profonds dont ils retirent un cône de déblai sur lequel ils se perchent en sentinelle pour disparaître au premier signal de danger. Un chercheur aux abois, exténué par les fatigues d'une campagne absolument

négative, prend un de ces déblais pour oreiller, s'y endort, rêve qu'il couche sur une paillasse de roubles, se réveille en sursaut, lave son oreiller et découvre le trésor!

Un autre, rentrant de nuit chez lui en état complet d'ivresse, tombe de cheval, se réveille après avoir cuvé son vin et, idée fixe d'ivrogne, veut à toute force foncer un « chourf » sur le lieu de sa chute; il y trouve une alluvion à teneur fantastique. Cette découverte lui profita peu : gavé de liqueurs, il mourut peu après de délirium tremens!

Beaucoup de Sibériens, même dans les classes instruites, sont encore d'une superstition incroyable : ainsi ils attribuent une grande importance au nom donné au placer. Innombrables sont les Blagoviestchensk (Bonne-Nouvelle, Annonciation), les Nadiéjda (Espérance), les Vissioly (Joyeux). Les noms de fêtes religieuses sont aussi très en faveur : les Rodjestvensky (Noël), Préobrajensky (Transfiguration), Vozdvijensky (Erection de la Croix), abondent. On peut rapprocher ces noms de ceux donnés aux placers célèbres des Guyanes et du Vénézuéla. « Pas-trop-tôt, Enfin, Dernière Chance, A-Dieu-Vat, Dieu-Merci, Tard-Venu », etc., qui marquent bien la psychologie uniforme des chercheurs d'or en tous pays.

MÉTHODE GUYANAISE

En Guyane française, les prospecteurs du pays opèrent aussi par puits creusés à la main. Ce n'est que dans ces dernières années que j'y ai introduit le sondage à la tige pour préparer des affaires de dragages, exigeant la prise d'échantillons sous l'eau, opération qui n'est pas possible par puits.

Avant de décrire la méthode de travail, je donnerai quelques indications indispensables sur la manière dont se présentent les alluvions aurifères dans cette Colonie.

Un fait général qui frappe tous les observateurs qui étudient ce pays, c'est la présence sur tout le territoire de la Guyane, recouverte par des alluvions modernes ou quaternaires, d'une couche détritique de quartz blanc, qui se rencontre non seulement dans les vallées actuelles, mais même sur des points qui, à première vue, se trouvent situés hors de la portée des eaux sédimentaires de notre époque.

La profondeur de cette couche au-dessous du sol actuel varie de 2 mètres et au delà, à quelques centimètres seulement ; parfois même elle affleure directement à la surface. Elle est recouverte tantôt d'argile pure, grise ou jaune, tantôt d'argile mêlée de cailloux ; mais ces derniers sont de nature différente de ceux qui se trouvent dans l'alluvion aurifère et peuvent être des débris de schistes, de granit, de gneiss, etc., tandis que ce qu'on désigne en Guyane sous le nom de « *la couche* » est composé de quartz blanc presque sans mélange.

Distribution de la couche. — On trouve par exemple la couche sous toutes les terres moyennes et basses de la Guyane, notamment sous toute la région des savanes où elle passe même parfois, en se rapprochant de la mer, à un véritable sable blanc. Dès qu'on remonte au contraire sur les premiers contreforts, la couche se localise dans le voisinage des thalwegs ; enfin, dans la région des placers, elle est strictement limitée à la largeur de la vallée actuelle.

La contemporanéité de la couche aurifère et des quartz et sables blancs qui forment le sous-sol des terres basses est donc nettement établie et nous reporte au début de la période quaternaire, époque à laquelle les érosions puissantes auxquelles a été soumis l'ensemble du pays ont détruit toutes les roches autres que le quartz, que sa dureté a préservé d'une disparition complète, tandis que les autres matériaux ont contribué à la formation des vastes estuaires et des plages vaseuses, qui prolongent au loin sous la mer les terres alluvionnaires des Guyanes.

La couche existe dans le lit des rivières actuelles. — Il suit de là que les rivières actuelles de la Guyane coulent toutes sur la couche en question. Il est facile de s'en convaincre dans n'importe quelle rivière, grande ou petite, où l'on se trouve. Le phénomène est parfois caché par des bancs de sable ou de gravier récents, que la rivière charrie ; mais, ces causes perturbatrices mises à part, on retrouve immédiatement, simplement en sondant avec une barre à mine ou une simple perche, la couche quartzeuse au fond des rivières. C'est en un mot, comme on le voit, un phénomène qui, par sa généralité et par sa constance, décèle une action puissante et continue, exercée pendant une durée prolongée sur les terrains anciens qui forment exclusivement le sol de la Guyane.

La couche repose sur la glaise. — Une autre caractéristique trè importante de la « couche », c'est qu'elle repose, tant dans les régions où elle est aurifère que dans celles où elle est stérile, sur une *couche de glaise* d'une couleur et d'un aspect particulier au-dessous de laquelle elle ne se prolonge pas.

Tous les prospecteurs guyanais connaissent parfaitement cette circonstance et, dans leurs trous de prospection, dès qu'ils arrivent à cette glaise, dès qu'ils ont « *touché* », suivant leur expression pittoresque, ils arrêtent immédiatement le sondage en recueillant soigneusement les derniers centimètres de la couche en contact immédiat avec la glaise, ainsi qu'une épaisseur de 5 à 10 centimètres de cette dernière, ces deux parties constituant la portion la plus riche de l'alluvion. Ils ne foncent jamais au-dessous, et les nombreux sondages que j'ai opérés à travers cette couche de glaise m'ont prouvé qu'ils avaient parfaitement raison d'agir ainsi.

Il semble en effet à première vue, et c'est l'impression qui ressort immédiatement de la lecture des documents antérieurement publiés sur la Guyane, que les placers exploités jusqu'à présent pouvaient n'avoir pas atteint le bed-rock véritable et qu'il fallait approfondir les sondages jusqu'à ce qu'on rencontre le fond solide sur lequel, selon toute probabilité, devait se trouver une couche de richesse supérieure.

La règle est en effet, comme on le sait, que le bed-rock, le lit effectif du placer, la roche encaissante en un mot, doit toujours être, comme son nom classique de bed-rock l'indique, une formation solide, schisteuse ou granitique, suivant la formation générale du pays.

C'est dans les interstices et dans les cavités de ce bed-rock que viennent se loger les pépites, d'où cette règle bien connue des exploitants de placers, de laver non seulement l'alluvion elle-même, *mais encore les premiers centimètres du bed-rock proprement dit.* Il arrive même souvent, surtout lorsque les feuillets d'un schiste disposé transversalement au cours de la vallée ont formé une série de riffles naturels, que l'exploitant a intérêt à faire sauter, même à la dynamite, plusieurs décimètres du bed-rock pour y recueillir les riches intrusions d'or qui se sont logées dans les fentes.

Tant qu'on n'a pas atteint ce bed-rock caractéristique, on peut

considérer les couches aurifères reposant sur de la glaise comme des couches intermédiaires et s'attendre par conséquent à de nouvelles découvertes en traversant cette argile interposée.

La glaise constitue un bed-rock véritable. — Dès les premiers sondages je me suis aperçu que tel n'était pas le cas pour la Guyane et que la glaise était bien le véritable et unique bed-rock.

D'ailleurs, en analysant de plus près le mode de répartition de

SONDAGE DU PLACER BLAGOVIETSCHENSK (TRANSBAÏKALIE)

DATES	NATURE DU TERRAIN	NOMBRE de journées	ÉPAISSEUR du stérile	ÉPAISSEUR	POIDS de la prise d'essai	POIDS D'OR obtenu	TENEUR au mètre cube (2200 kilog.)
1896			Mètres	Mètres	Kilogrammes	Grammes	Grammes
Mai	Épaisseur du stérile enlevé 46 Tchet = 8m,18.....	49	8,18	8,35	81,903	0,022	0,542
»	Alluvion jaune avec petits cailloux.	»	»	8,53	81,903	0,022	0,542
»	— —	»	»	8,71	81,903	traces	»
18	— —	8	»	8,89	81,903	0,022	0,542
19	— avec cailloux roulés.	9	»	9,07	81,903	0,044	1,084
»	— —	»	»	9,24	81,903	0,044	1,084
»	— —	»	»	9,42	81,903	0,044	1,084
»	— —	»	»	9,60	81,903	0,044	1,084
20	— —	9	»	9,78	81,903	0,110	2,710
»	— —	»	»	9,95	81,903	0,022	0,542
»	— —	»	»	10,13	81,903	0,022	0,542
»	— —	»	»	10,31	81,903	traces	»
»	— —	»	»	10,49	81,903	»	»
»	Glaise épaisse.....	»	»	10,66	81,903	»	»
»	—	»	»	10,84	81,903	»	»
21	— avec cailloux roulés	9	»	11,02	81,903	»	»
»	Alluvion avec petits cailloux roulés	»	»	11,20	81,903	0,022	0,542
»	— —	»	»	11,38	81,903	0,133	3,252
22	— —	13	»	11,55	81,903	0,222	5,418
»	Cailloux anguleux, non roulés...	»	»	11,73	81,903	0,777	18,966
»	— —	»	»	11,91	81,903	5,065	123,548
»	Gros cailloux roulés.....	1	»	12,09	81,903	3,332	81,282
23	Cailloux menus sans glaise.....	17	»	12,27	81,903	1,866	45,518
»	Bed-rock (Potchva).....	»	»	12,45	81,903	0,133	3,252
	TOTAL.....	115	8,18	12,45	1.965,672	11,946	290,634

		PUISSANCE	TENEUR par mètre cube
		Mètres	Grammes
»	Teneur globale des deux couches réunies, en y comprenant la couche d'argile interposée entre les deux niveaux aurifères.....	4,27	12,316
»	Teneur moyenne de la couche supérieure	1,95	0,975
»	— — inférieure	1,45	35,222

l'or dans le cas d'un faux fond glaiseux et dans celui d'un bed-rock véritable, glaiseux aussi, de la Guyane, il était facile de prévoir qu'aucune assimilation n'était possible dans les deux cas.

Caractères d'un bed-rock glaiseux. — Comment, en effet, se traduisent, au point de vue de leur formation initiale, les alternatives de graviers aurifères et de glaise stérile interposée, qui caractérisent les placers à niveaux aurifères multiples?

Évidemment par ce fait que les périodes d'érosions actives représentées par des dépôts de graviers aurifères, ont alterné avec des époques de ralentissement correspondant aux dépôts glaiseux. Il est clair, dans ces conditions, que les niveaux alterneront sans se pénétrer et que l'or contenu dans les couches supérieures viendra reposer, grâce au classement par densité, à la surface de la glaise antérieurement déposée, mais *n'y pénétrera dans aucun cas*, puisque, par sa nature même, l'argile ne présente aucune fissure susceptible de donner passage à l'or. Si même on objecte, ce qu'on a essayé de faire, que l'or a pu descendre grâce à sa densité à travers le faux bed-rock vaseux, ce serait peut-être admissible ou tout au moins discutable pour les pépites d'un poids important, mais pas pour de l'or fin. Il y aurait alors dans cette pénétration par gravité un classement des pépites par ordre de grosseur que je n'ai, pour ma part, jamais constaté. En fait, dans tous les placers à plusieurs niveaux aurifères que j'ai eu l'occasion de voir dans ma carrière, la séparation est absolument nette et la stérilité de la glaise complète.

Le tableau ci-dessus donne un exemple frappant de ce phénomène, que j'emprunte à une série de travaux exécutés sous mes ordres dans un grand placer de Transbaïkalie, où les exploitants, trompés par les apparences, s'étaient arrêtés sur un faux fond de glaise, sur lequel reposait la couche aurifère superficielle, unique niveau qu'ils aient exploité jusqu'à ce moment.

On voit que la séparation entre la couche aurifère et le bed-rock est nette, la teneur tombe brusquement. Il n'en est pas de même en Guyane, où le bed-rock glaiseux qui forme le fond des placers est constamment enrichi par la présence des pépites et de grains d'or. C'est un fait si bien établi que les prospecteurs ne manquent jamais, comme je l'ai expliqué plus haut, après qu'ils ont « touché » la glaise, d'en prélever soigneusement une certaine épaisseur qu'ils mélangent à la prise d'essai.

Nature de la glaise du bed-rock. — Cette glaise est de nature compacte, savonneuse, de couleur généralement gris bleu, ou verdâtre, parfois même complètement blanche; onctueuse au toucher, elle ne contient généralement pas de cailloux roulés dans son sein. Elle diffère complètement des argiles bariolées rouges et jaunes qui forment, dans la majeure partie des cas, le terrain stérile surmontant la couche aurifère. On trouve fréquemment, dans ces argiles de surface, que les mineurs guyanais désignent sous la dénomination générale de « *déblai* », des cailloux roulés de toutes espèces et notamment des débris de schiste et de roche à ravets (latérite).

L'argile du bed-rock ne présente à sa surface aucune trace de stratification horizontale. Lorsqu'on y opère des sondages, on constate que sa texture compacte se modifie au fur et à mesure de l'approfondissement, en même temps que son aspect change par degrés insensibles. Les matières extraites du sondage prennent peu à peu une apparence rubanée qui se change bientôt après en texture schisteuse nettement caractérisée, en même temps que le mica y devient apparent, et on se rend compte que le feuilletage de cette argile n'est autre que la stratification des schistes ou mica-schistes qui lui ont donné naissance. En un mot le *bed-rock glaiseux n'est autre chose que l'ancien bed-rock schisteux*, décomposé, grâce à la puissante influence des agents naturels sous ces climats tropicaux. L'or qu'on trouve en pépites ou en grains dans la glaise s'y est introduit à l'époque où ce bed-rock était encore rocheux et y est resté emprisonné après qu'il a été transformé en glaise. Les nombreux échantillons, compris sous les numéros 70 à 80, de la collection que j'ai déposée à l'École des Mines de Paris montrent clairement la série des transformations que je viens d'indiquer.

De la roche morte. — Comme on doit s'y attendre, l'épaisseur des morts-terrains stériles à traverser, avant d'arriver à la roche non décomposée, augmente à mesure qu'on s'éloigne de la tête du placer; la faible pente de ces parties a empêché leur érosion ultérieure. Au contraire la caractéristique des têtes de placers est de posséder un bed-rock non plus glaiseux, mais formé de ce que les mineurs appellent de la *roche morte*. Comme son nom l'indique clairement, ce bed-rock, n'est autre chose que du schiste à moitié décomposé, mais conservant encore assez de solidité pour laisser loger l'or dans ses intervalles. Aussi la règle sur les placers est-elle invaria-

blement d'exploiter soigneusement cette roche morte, qui s'abat facilement au pic sur une épaisseur de 15 à 20 centimètres, parfois davantage.

Relation entre la pente et la nature du bed-rock. — On peut dire, comme règle générale, que les portions des placers dans lesquelles la pente moyenne du bed-rock n'atteint pas 1 0/0 possèdent, sans doute aucun, un bed-rock de glaise. Des pentes de 1 à 3 0/0 sont caractérisées par un bed-rock de roche morte. Au-delà enfin de cette pente déjà considérable, commence le régime des sauts, qui règne jusqu'à la naissance du placer et dans lequel la répartition de l'or, aussi bien que la nature du bed-rock, dépend de la composition des roches formant l'ossature montagneuse de la contrée. Dans le cas le plus général, c'est aux dépens de la latérite que les eaux se sont frayé leur chemin, formant une série de cascades ou de marmites de géant. Souvent aussi, après avoir usé la couche superficielle de « *roche à ravets* » (nom local de la latérite ferrugineuse), elles sont venues se buter sur des obstacles, tels que schistes métamorphiques redressés, dykes de diorites, micaschistes quartzeux, etc..., qui forment autant de chutes ou de cascades éminemment propres à la concentration de l'or gros sous forme de nids locaux. Le lit du cours d'eau ou mieux du torrent est généralement encombré, dans cette zone des sources, par d'énormes blocs de roches à ravets amoncelés les uns sur les autres, qui rendent souvent difficile et onéreuse l'exploitation des nids aurifères, de dimensions toujours limitées, qui caractérisent cette région accidentée. C'est, en tout cas, un travail qui ne peut s'exécuter que par petits chantiers isolés et qui ne se prête en aucune façon à l'exploitation par moyens mécaniques.

DES RECHERCHES EN PAYS TROPICAUX

Je prendrai, comme exemple, les recherches dans les forêts tropicales des Guyanes ou de la Côte Occidentale d'Afrique (Gold Coast, Côte d'Ivoire, etc.), où se trouvent réunies les conditions les plus difficiles.

Des prospecteurs guyanais. — Tout le monde est chercheur d'or en Guyane, soit pour son propre compte, soit pour le compte d'autrui, et souvent on cumule ces deux conditions. Les chercheurs

individuels, désignés sous le nom générique de maraudeurs, se mettent en campagne de préférence à l'entrée de la belle saison. Ils attendent en tous cas que le niveau des eaux dans les rivières rende le passage des sauts moins difficiles.

C'est à l'époque des eaux moyennes que les circonstances sont pour eux les plus favorables ; car les très grandes eaux comme l'étiage sont également à éviter. Les rivières étant en effet l'unique moyen de pénétration dans l'intérieur — et quel moyen ! — il importe de profiter des niveaux convenables pour pouvoir franchir les sauts, sans avoir à pratiquer trop fréquemment l'opération du transbordement à dos d'homme, qui s'impose presque à chaque rapide quand les eaux sont basses.

D'autre part, il faut pouvoir remonter à la pagaye ou au takari (sorte de longue perche en bois), dont les nègres boshs se servent avec beaucoup d'habileté pour pousser, à bras, leurs canots à contre-courant.

D'après les constatations que j'ai faites à plusieurs reprises, on ne peut guère remonter de la sorte un courant ayant une vitesse supérieure à 1 mètre par seconde : aussi les transports sont-ils complètement interrompus à l'époque des hautes eaux et même, en certains points, par des eaux moyennes. Les embarcations en remonte rasent toujours les bords, se glissant parfois sous la voûte sombre des lianes qui retombent en cascade sur la rivière. Souvent même les mariniers s'accrochent aux branches pour se haler sur elles dans les passages difficiles.

Des pirogues. — Les embarcations employées pour ce genre de transport sont parfaitement adaptées aux conditions spéciales de cette navigation. Ce sont des pirogues étroites et longues, creusées d'une seule pièce dans un tronc de « ouapa » (*Tamarindus indica*), de grignon (*Mora excelsa*), une légumineuse qui donne des vrilles splendides, ou d'angélique (*Nectandra Rodieei*), construites avec beaucoup d'habileté par les nègres boshs. Ils en font de toutes les dimensions, depuis les esquifs légers, qui servent aux femmes pour aller de la case aux abatis voisins, jusqu'aux pirogues destinées au transport de marchandises lourdes, qui atteignent jusqu'à 16 mètres de longueur. La figure 46 donne la coupe et le plan d'une pirogue dite de 12 barils, le type le plus couramment employé pour le ravitaillement des placers.

L'unité employée, pour l'estimation de la jauge aussi bien que pour le prix du fret, est le *baril*, qui représente, en moyenne, un poids de 100 kilogrammes. Tous les vivres montés au placer doivent être en effet soigneusement embarillés, afin d'éviter les avaries dans le cas, fréquent, de naufrage, ou, tout au moins, de bain général de la cargaison, tant par suite des pluies incessantes qu'à cause des douches forcées qu'elle reçoit en cours de route.

La manœuvre de chaque embarcation exige, au minimum, deux hommes adultes; le plus adroit des deux, assis à l'arrière, gouverne avec une large pagaie et aide son camarade en pagayant sans relâche; ce dernier, assis ou debout sur l'avant avec sa pagaie ou son takari,

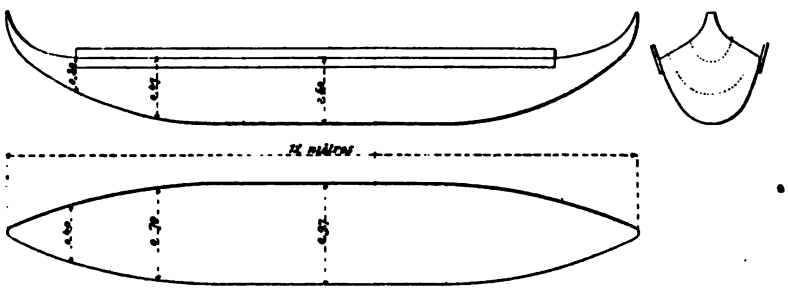


Fig. 46. — Pirogue de 12 barils.

fait avancer l'embarcation et, à la descente, veille sur la route à suivre au passage des rapides. C'est à ce moment que la navigation par pirogues présente un réel danger; car, contrairement à leur manœuvre de montée, qui consiste toujours à raser les bords, les noirs descendent la rivière en suivant le fil de l'eau et franchissent hardiment les rapides en évitant habilement, d'un coup de pagaie donné au moment précis, les dangers dont les sauts fourmillent.

Le prix d'une pirogue de ce genre varie de 250 à 300 francs. Sa construction exige le travail de trois à quatre hommes pendant au moins une semaine. C'est par l'action directe du feu sur le bois encore tout imprégné de sève que les boshs parviennent à distendre les deux bords de l'embarcation en construction, embarcation dont le profil primitif, avant l'application du feu, est à peu près celui des trois quarts d'un cercle, qui se transforme, par une suite de distensions habiles en présence du feu, en un demi-cercle évasé.

Il faut avoir vu la solidité et la souplesse de ces embarcations,

l'habileté avec laquelle on arrive à les faire circuler, toutes chargées, au milieu de rapides qui paraissent, à première vue, absolument infranchissables, pour se rendre compte des services qu'elles rendent dans le ravitaillement des placers. C'est grâce à elles que les placériens peuvent pénétrer dans l'intérieur du pays et s'y livrer à l'exploitation de l'or. Mais il va sans dire aussi que c'est là un moyen de communication coûteux et aléatoire.

Des expéditions de recherches. — Une expédition de prospection comporte généralement, quand elle est bien montée, 2 pi-

Fig. 47. — La blanchisseuse (?) d'une expédition.

rogues et un personnel de 7 à 8 hommes, y compris le chef, plus une femme, cuisinière et blanchisseuse (?) (*fig.* 47).

On emporte des vivres pour six semaines ou deux mois ; c'est tout ce que les pirogues peuvent porter en sus du personnel. Ces vivres se composent principalement, si tous les membres de l'expédition sont des noirs, ce qui est le cas presque universel, de couac (manioc à demi torréfié), de riz, de bacaliau (sorte de morue fumée), d'un peu de lard et de tafia. Lorsqu'un ou plusieurs Européens font partie de l'expédition, on emporte de la farine ou du biscuit. Il est admis qu'en prospection — et les hommes sont payés en conséquence — on vivra surtout de privations pendant la durée des recherches. On emporte d'ailleurs des fusils et de la poudre, car il faut beaucoup compter sur la chasse pour assurer des vivres frais

au personnel de l'expédition. C'est d'ailleurs un très mauvais calcul, car les hommes finissent par passer la majeure partie de la durée de leur engagement à se livrer, sous prétexte de famine, à la chasse des cochons sauvages, des pécaris, des agoutis, des hoccos, des iguanes et autres animaux plus ou moins mangeables qui fourmillent dans les forêts.

En général, lorsque deux mois se sont écoulés après le départ de l'expédition, sans qu'elle ait donné signe de vie, en envoyant à Cayenne un peu d'or, on ne la ravitaille pas avec des provisions nouvelles, et les prospecteurs, n'ayant devant eux aucun vivres de réserve, redescendent à la côte. Si, au contraire, les nouvelles sont favorables et si on a reçu un peu d'or provenant des premières prospections, on envoie une ou deux pirogues pour le ravitaillement; mais le fait, il faut le dire, n'est pas fréquent.

De l'exécution des recherches. — En règle générale, tout terrain sur lequel on se propose d'exécuter des recherches, doit être, avant d'y expédier les prospecteurs, l'objet d'une demande de permis de recherches valables pour deux années et dont le coût est de dix centimes par hectare pour les deux ans. On prend presque toujours cette précaution qui, comme on le voit, n'est pas coûteuse quand on va prospecter dans une région déjà connue. On se garantit ainsi d'une manière complète contre tout abus de confiance de la part des membres de l'expédition. Les chercheurs individuels, qui sont légion, s'épargnent en général cette dépense préalable. Ce n'est que lorsqu'ils ont trouvé quelque chose d'intéressant qu'ils descendent en grande hâte à Cayenne pour s'assurer la priorité de la demande. Lorsque la découverte en vaut la peine et que les batées de prospection, dénonçant une haute teneur, ont été faites en présence de plusieurs personnes, il se livre entre les témoins des luttes de vitesse souvent épiques et même dramatiques, pour savoir qui arrivera le premier à la Direction de l'Intérieur. Un des plus riches placers de la Guyane a été l'objet d'une manœuvre de ce genre. L'histoire est restée légendaire à Cayenne ; ce fut le plus fort pagayeur qui l'emporta.

On voit, somme toute, que la prospection par expéditions envoyées de Cayenne offre déjà de nombreux aléas. Ce n'est pas tout. Les prospecteurs qui travaillent réellement, qui se donnent

vraiment de la peine pour découvrir des alluvions nouvelles, sont rares et recherchés, même s'ils ont sur la conscience quelques peccadilles dans le genre de celles que je viens de décrire, c'est-à-dire s'ils déclarent à leur propre nom des alluvions découvertes aux frais et risques de l'auteur de l'expédition. Ce dernier est prévenu et doit prendre ses dispositions en conséquence.

Ce qui est le plus à redouter, et ce qui se produit malheureusement trop fréquemment, c'est que l'expédition, une fois arrivée au dégrad, y construise ses carbets[1] et y attende tranquillement en se livrant à la chasse et à la pêche que le temps moral soit écoulé pour rentrer à Cayenne, en accusant l'adversité et la malechance.

Il faut dire, pour être juste, que c'est surtout dans les expéditions pour lesquelles on a trop chichement mesuré les provisions, que de pareils faits se produisent, et on ne peut pas trop accuser les hommes d'hésiter à s'engager en forêt sans avoir devant eux une certaine avance de vivres les garantissant contre la famine.

Les prospecteurs indigènes exécutent en général leurs recherches en faisant sous bois ce qu'ils appellent une trace de chasseur. L'épaisse végétation de la forêt ne laisse guère pousser comme sous-bois que des arbres chétifs, de maigres broussailles, et un palmier, armé d'aiguilles cruelles, qui est parfois assez abondant. En dehors de ces exceptions, le sous-bois dans les Guyanes n'est pas épineux. On circule donc assez facilement avec un sabre d'abatis, instrument que tout le monde porte avec soi et avec lequel on coupe de temps à autre quelques rameaux pour servir de trace au retour. Le danger que court un homme seul dans les forêts tropicales réside en effet beaucoup plus dans le risque de se perdre que dans la possibilité d'être victime d'une morsure de serpent, cause de danger qui a été beaucoup exagérée. Les reptiles venimeux sont extrêmement fréquents, mais ils n'attaquent pas l'homme. Au contraire, les Européens, et souvent même les hommes de couleur, se perdent assez facilement en forêt, et ce fait a amené plusieurs fois la mort du malheureux égaré. Il est donc indispensable de porter avec soi une boussole. Il n'y a qu'un petit nombre de prospecteurs qui connaissent l'em-

1. Nom générique des paillotes couvertes en feuilles de palmiers sous lesquelles tout le monde vit en forêt.

ploi de cet instrument, et il est assez difficile en forêt de se guider d'après le soleil : à midi, il passe au zénith et ne donne par conséquent pas d'ombre méridienne et, dès qu'il descend un peu, il est complètement caché par les arbres.

Les prospecteurs guyanais se guident surtout dans leurs recherches de placers nouveaux d'après les renseignements privés qu'ils possèdent et aussi d'après la forme des vallées et l'aspect des cailloux roulés dans les criques. La plupart de ceux qui sont réellement des prospecteurs sérieux — et il y en a de fort habiles sur le nombre — ont une notion plus ou moins confuse des principes qui régissent la formation des placers. Les connaissances qui leur font le plus défaut sont les notions relatives à l'orographie du pays, à la position respective des criques successives qu'ils traversent, sur le compte desquelles un simple nivellement barométrique pourrait les renseigner utilement. Malheureusement je n'en ai trouvé aucun qui fût en état de se servir de cet instrument.

Je suis persuadé cependant qu'on pourrait arriver sans peine à former un certain nombre de prospecteurs guyanais, car ils ont l'intelligence vive, unie à une pratique constante du métier.

Des trous de prospection. — Les trous de prospection ne sont jamais carrés; on leur donne toujours une forme rectangulaire de 1 mètre sur 2 mètres, et cette forme s'explique quand on a vu exécuter le travail, surtout dans un terrain aquifère (*fig.* 48).

On commence par enlever le déblai argileux avec la *pelle à vase* (*fig.* 49), munie d'un manche de 2 mètres de longueur, qui permet à l'homme de projeter la terre au loin, même quand il est déjà profondément enfoncé dans le sol. Dans ce dernier cas, l'ouvrier lance hors du trou la motte d'argile découpée par la pelle, en faisant avec elle une sorte de moulinet au-dessus de sa tête. C'est ce qu'on appelle faire « *canne major* ». Le déblai est toujours enlevé sur la surface totale du trou. Une fois arrivé à la couche, on la désagrège avec le pic et on extrait les cailloux avec une autre pelle, nommée *pelle criminelle* (*fig.* 49), qui n'est autre chose que la pelle ordinairement employée dans les terrassements.

En général, l'eau apparaît en assez grande abondance dès qu'on atteint le gravier. L'ouvrier réduit alors la surface de son

attaque, conserve une banquette d'un mètre de longueur sur laquelle il travaille, jusqu'à ce qu'il ait de la difficulté à saisir avec sa pelle les cailloux du fond. Il descend alors dans la partie creusée et se sert de la banquette, sur laquelle il construit rapidement un petit barrage en argile, comme de dépôt intermédiaire pour l'eau. Il épuise constamment l'eau dans le fond du trou, tandis qu'un camarade la reprend sur la banquette et la jette dehors. L'un et l'autre se servent à cet effet d'un petit récipient hémisphérique en fer-blanc nommé *coui*, qui sert, en outre, de gobelet et de vase culinaire. Les deux hommes alternent d'ailleurs le travail, qui, à partir du moment où on entre dans la couche, doit être conduit très rapidement; sinon l'eau envahit la fouille, fait constamment ébouler les parois et empêche de « toucher », c'est-à-dire d'arriver à la glaise du bed-rock, et d'enlever les premiers centimètres de cette glaise, qui sont, on le sait maintenant, une des portions les plus riches de l'alluvion.

Fig. 48. — Un trou de prospection.

Un trou de prospection ordinaire, comportant de $1^m,50$ à 2 mètres de déblai et une épaisseur de couche de $0^m,60$ à $0^m,80$, demande la demi-journée de deux hommes pour être exécuté, y compris le lavage des diverses portions extraites de la couche, lavage qui s'exécute à la batée conique (*fig.* 49), que tous les placériens guyanais manœuvrent avec dextérité. On prend en général trois ba-

tées : une à la surface de la couche, une deuxième dans le milieu et une troisième à sa base, en ajoutant dans cette dernière les premiers centimètres du bed-rock. La teneur de cette dernière est seule inscrite, et c'est là, comme on va le voir, une cause d'erreur considérable, quand on n'est pas prévenu, dans l'appréciation de la richesse en or des alluvions guyanaises.

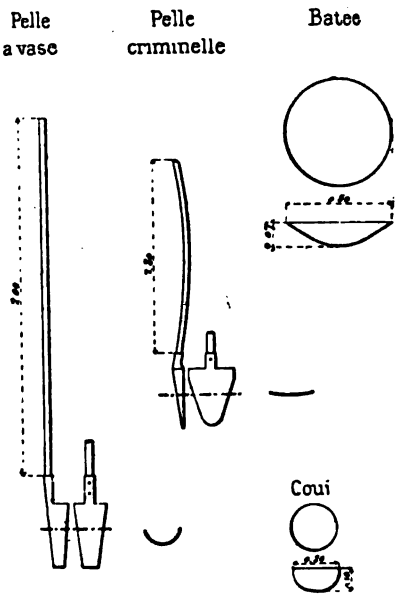


Fig. 49. — Outils du prospecteur.

Estimation de la teneur en or des alluvions. — La batée normale de prospection correspond à un volume de terre de 7 litres environ : de façon que la teneur au mètre cube s'obtient en multipliant par 150 le poids d'or donné par le lavage d'une batée.

En fait, on ne pèse jamais en Guyane la quantité d'or donnée par une batée. Sur aucun des placers que j'ai visités il ne m'a été possible de trouver une balance sensible au demi-centigramme. Les prospecteurs jugent immédiatement, par la simple inspection de la quantité d'or restant dans la batée, la teneur estimée de l'alluvion. Ils possèdent à cet effet une série d'expressions qui déconcertent un peu au premier abord et qu'il convient de traduire en chiffres.

Échelle des teneurs. — En se reportant au table ou de la page 76 on voit que le degré le plus bas de leur échelle est ce qu'ils appellent une « oueille », corruption créole du mot œil, qui signifie un point, une trace d'or; mais, néanmoins, c'est déjà une trace nette, distincte, différente par conséquent de ce que les prospecteurs américains appellent *la couleur*, car ce mot est aussi employé par les Guyanais, comme on va le voir plus loin, dans un sens tout différent.

La couleur, pour les Américains, ne consiste pas dans le fait d'apercevoir, au milieu du sable noir qui reste dans la batée, un point d'or distinct, de dimensions définies; la couleur, aux États-

Unis, consiste dans un léger éclaircissement dans le ton du sable noir qu'un œil exercé perçoit immédiatement sur le bord extérieur du croissant, quand on incline la batée au dernier temps du lavage; cet éclaircissement est dû à la présence de grains imperceptibles d'or. Un prospecteur américain vous dira aussitôt : cette alluvion contient : néant; une couleur; deux couleurs, etc. Dix couleurs de cette espèce ne correspondent pas à une teneur au mètre cube supérieure à un centigramme.

La couleur guyanaise est, comme on va le voir, équivalente à des teneurs autrement fortes.

Les « oueilles » guyanaises ne présentent, dans l'esprit des prospecteurs locaux, aucune espèce d'intérêt, vu qu'ils ne considèrent même pas comme exploitable ce qu'ils appellent *la couleur faible*, qui correspond à une teneur de 1 gramme, soit à une valeur de 2 fr. 70 par mètre cube.

On peut compter qu'il faut, suivant les cas, de 15 à 20 oueilles pour équivaloir à la couleur faible. Comme, d'autre part, il y a 150 batées au mètre cube, on voit que le poids effectif de l'or donné par une batée représentant la couleur faible est de :

$$\frac{1 \text{ gramme}}{150} = 6 \text{ milligrammes et demi,}$$

correspondant à une valeur de 1,755 centimes.

L'oueille elle-même, qui est la quinzième ou la vingtième partie de la couleur faible, vaut donc, très approximativement :

1 millime (1/10 de centime)

et pèse :

$$\frac{6 \text{ milligr. } 1/2}{15 \text{ à } 20} = 0{,}3 \text{ à } 0{,}4 \text{ milligramme.}$$

Au-dessus de la couleur faible qui est, je le répète, le premier degré auquel les prospecteurs guyanais donnent l'importance restreinte qui s'attache à une simple indication, vient *la couleur forte*, qui est à peu près le double de la couleur faible, équivalente par conséquent à 5 ou 6 francs le mètre cube.

On commence à partir de là à compter par : « *sous à la batée* », c'est-à-dire que les prospecteurs estiment la valeur, exprimée en

monnaie décimale, du poids d'or donné par la batée. Une batée de deux sous équivaut par conséquent à un poids estimé d'or, valant 10 centimes, soit 37 milligrammes. La teneur au mètre cube d'une pareille alluvion s'obtient en multipliant ce poids par 150, ce qui donne environ $5^{gr},5$, soit une valeur de 15 francs.

On remarquera qu'ils estiment en général les teneurs de 10 en 10 centimes, sauf pour le « *sou marqué* », monnaie locale, dont on se sert encore aujourd'hui à Cayenne, et dont la valeur actuelle est effectivement de 10 centimes dans les échanges courants, mais qui, dans le langage conventionnel des prospecteurs, représente une teneur intermédiaire entre 10 et 20 centimes. On peut l'assimiler à 15 centimes.

J'ai déjà donné, à la page 76, un tableau de l'échelle complète des teneurs guyanaises, comparées aux dénominations analogues des autres pays aurifères. Je n'y reviendrai donc pas ici.

Ce tableau est poussé jusqu'à des teneurs qu'on peut considérer comme colossales ; on a fait pourtant à plusieurs reprises, sous mes yeux, et j'ai lavé moi-même sur des placers, en vérité très productifs mais pas exceptionnels, des batées de 1 fr. 50 et 2 francs.

Il faut se rappeler, pour arriver à une saine appréciation des choses, que les prospecteurs estiment la teneur d'une alluvion en y prélevant les quelques centimètres les plus riches au contact du bed-rock, ainsi que les premiers centimètres de ce dernier. C'est pour ainsi dire un écrémage de la couche. Mais, même dans cette zone d'enrichissement maxima, ils choisissent ce qu'ils nomment « la veine », c'est-à-dire l'étendue parfois très restreinte, dépassant rarement 2 ou 3 mètres, dans laquelle se trouve concentrée la richesse maxima de la couche. Ils ont, pour suivre cette veine dont le tracé est parfois assez sinueux, un flair extraordinaire, et c'est toujours dans elle qu'ils frappent, comme par hasard, quand ils vous conduisent pour tâter l'alluvion dans une vallée.

Des variations dans l'appréciation des teneurs. — Un autre point à noter dans ces estimations des teneurs en Guyane, c'est que l'échelle que je viens d'établir n'est pas absolument fixe. Les corrélations que j'y ai établies correspondent bien à la moyenne de ce qu'on admet généralement comme représentant la valeur réelle des évaluations par « sous à la batée » ; mais, dans la recherche de placers, les prospecteurs forcent en général *en moins* les estima-

tions que leur donnent la batée, et cela pour tenir compte des difficultés que présente l'ouverture d'une exploitation nouvelle dans une région dénuée de ressources. Une alluvion valant « 1 sou marqué », par exemple, dans le haut Approuague ou sur l'Awa, serait estimée 4 sous sur les placers du Sinnamary, de la Mana ou de la Comté, accessibles par chaloupes à vapeur.

De l'application des teneurs moyennes. — Quoi qu'il en soit, le grave défaut de ces appréciations réside moins dans leur variabilité que dans le fait qu'elles ne s'appliquent qu'à une portion somme toute très restreinte du gîte. Elles suffisent aux prospecteurs guyanais, parce que tout ce qui est en dehors de la veine étant pour eux inexploitable, ne les intéresse pas; mais elles ont le défaut, dans une étude comme celle que j'ai entreprise, de ne renseigner que très imparfaitement sur la teneur réelle des alluvions aurifères.

Du déboisement. — Les placers n'échappent pas à la végétation exubérante qui couvre le sol sous les tropiques. Les arbres qui croissent dans le fond des vallées sont heureusement moins colossaux que ceux qui poussent sur les terrains plus secs. Les eaux provenant des pluies continuelles trouvant peu de facilité pour se frayer un chemin à travers les racines enchevêtrées, qui forment un véritable tissu à la surface du sol, entretiennent une stagnation défavorable aux essences de bois durs. En fait, la plupart des vallées à placers sont de véritables marais encombrés par des racines d'arbres dans lesquelles on trébuche constamment contre les *jambes-chien*, sortes de racines qui rejettent de proche en proche formant un inextricable dédale très dangereux pour les piétons. Dans les vallées d'une certaine largeur, la rivière s'est généralement creusé un lit entre deux berges encaissées. A droite et à gauche de ce lit et jusqu'au pied des montagnes s'étend un terrain horizontal, recouvert par les eaux seulement aux époques des crues, que les Guyanais désignent sous le nom impropre de « marécages » bien que l'eau n'y séjourne pas d'une manière constante. Sur ces terrains, la végétation arborescente est à peu près aussi puissante que sur les montagnes; mais on n'a que rarement travaillé des alluvions situées sous ce genre de marécages.

Les placers se trouvent en général dans des vallées de 100 à

150 mètres de large au maximum, dans le fond desquelles serpente un ruisseau d'importance médiocre. La végétation qui couvre le placer est, comme je l'ai déjà dit, assez différente de celle qui s'étale sur les montagnes. Les arbres qui craignent un excès d'eau y végètent mal, et l'essence qui prédomine est un palmier spécial nommé *pinot* (*Euterpe edulis*), d'où le nom de *pinotières* donné par les Guyanais à tous les ravins bas et marécageux où ces végétaux abondent. Les pinots ne deviennent jamais bien gros et s'abattent très facilement à la hache. Mais ils ne sont malheureusement pas seuls de leur espèce ; ils vivent en famille avec de nombreux Ficus qui rejettent constamment, soit par leurs racines directes, soit par les racines adventives descendant de leurs branches, qui finissent par former un fouillis inextricable.

Il faut, naturellement, avant de commencer n'importe quelle exploitation, se débarrasser tout d'abord de cet amas de végétaux; on débute par l'abatage complet à la hache, de tous les arbres, travail auquel, il faut le dire, excellent tous les indigènes. Ils profitent même, très intelligemment, de l'enlacement général de tous ces arbres par les lianes et les plantes parasites, pour les abattre, suivant l'expression consacrée : *par rideaux*. Ils choisissent à cet effet deux chefs de file, deux gros arbres touffus, tracent une ligne préalable en abattant les menus bois qui se trouvent entre les deux, de manière à faire une éclaircie en avant de la ligne. Ils entaillent ensuite jusqu'au cœur tous les arbres intermédiaires et attaquent enfin les deux chefs de file qui sont abattus simultanément. Leur chute entraîne tous les autres. Après débardage de cette tranche, on abat un second rideau et ainsi de suite.

La plupart des arbres doivent être tronçonnés pour être traînés à bras d'hommes hors du champ futur d'exploitation du placer. C'est là, parfois, un travail pénible et très coûteux. Les pluies constantes ne permettent pas de songer à créer des bûchers pour détruire ces bois au moyen du feu ; même après les avoir laissés en tas pendant toute la saison sèche, leur incinération n'est jamais complète.

Du dessouchement. — Il faut enfin se débarrasser des innombrables chicots qu'a laissés l'abatage à blanc étoc. On est heureusement aidé dans ce travail ingrat par ce fait curieux que les arbres de la Guyane n'ont presque jamais de pivot. Tous vivent par des

racines qui courent à la surface du sol, qui même en émergent la plupart du temps sur une partie de leur épaisseur. Ce phénomène est si frappant qu'il n'échappe pas à l'observation des personnes les moins attentives. On rencontre à chaque pas dans la forêt de vieux arbres tombés, et — par parenthèse — c'est la chute inopinée des arbres qui peut faire courir aux voyageurs en Guyane le danger le plus sérieux. Il ne se passe guère d'heure où l'on n'entende dans la forêt la sourde détonation provenant de la chute de quelque grand arbre dans le voisinage, et il est de règle de ne jamais monter un camp en forêt, même pour une seule nuit, sans avoir inspecté les arbres dans un rayon assez grand autour de l'endroit où on se propose de stationner, car la chute d'un gros arbre comporte toujours celle de ses voisins à la façon des capucins de carte.

Chaque arbre en tombant entraîne avec ses racines une sorte de galette circulaire de terre qui atteint parfois des dimensions considérables et qui montre clairement l'absence complète de racines pivotantes chez le sujet tombé.

Prix de revient du déboisement. — Toutes ces manœuvres d'abatage, de tronçonnement, de débardage des rondins et des chicots, entraînent des frais considérables qu'il est important d'évaluer.

Dans la méthode actuelle d'exploitation, le transport n'est jamais bien onéreux puisqu'on ne déboise strictement que la partie qu'on se propose d'exploiter et qu'on limite la plupart du temps les travaux d'exploitation à l'enlèvement, sur quelques mètres de largeur seulement, de la veine de richesse maxima. On s'arrange même souvent, lorsque le chantier ne devra comporter qu'un seul coup de sluice, c'est-à-dire une largeur moyenne de 8 à 10 mètres, de façon à faire tomber les gros arbres en dehors du passage futur du chantier et de ne tronçonner que ceux qui se trouvent avoir poussé dans l'intérieur de ce tracé.

Si on envisage au contraire, comme nous le ferons plus loin, l'exploitation des chantiers par des moyens mécaniques, nécessitant l'enlèvement de la totalité de l'alluvion payante, le déboisement devra, sans aucun doute, comporter des frais beaucoup plus élevés que ceux qui lui correspondent en ce moment. Le travail devra être en effet beaucoup plus soigné ; on ne pourra plus tolérer la présence, dans le chantier, des très gros chicots que les exploitants actuels renoncent le plus souvent à enlever, quitte à gratter en sous-cave

tout ce qu'on peut enlever de l'alluvion riche qu'ils recouvrent. Disons, en passant, que tous les placériens guyanais s'accordent à reconnaître, comme un fait général, un enrichissement marqué de la couche, et surtout la présence de grosses pépites, dans les endroits où les racines des gros arbres ont pénétré jusqu'à la couche; ils prétendent même l'expliquer en disant que lesdites racines, contemporaines de l'époque où se sont formés les placers, ont arrêté mécaniquement l'or au passage, à la façon des riffles dans un sluice.

Cette opinion me paraît manquer absolument de base sérieuse; mais j'ai constaté une telle unanimité dans l'opinion des vieux placériens, au point de vue de l'enrichissement dans le voisinage des racines, que je ne pouvais la passer sous silence.

Frais de déboisement et de dessouchement d'un hectare. — Les frais de déboisement et de dessouchement dans un chantier ordinaire s'élèvent à environ 2.000 francs par hectare. Ce chiffre moyen correspond à une densité forestière d'environ 150 gros arbres à l'hectare. Je range dans cette catégorie tous ceux qui présentent un diamètre moyen, à une hauteur de 5 mètres au-dessus du sol, de 80 centimètres et au delà. C'est à cette hauteur de 5 mètres qu'il faut prendre la mesure des arbres guyanais pour avoir des chiffres comparables entre eux, car les troncs ne deviennent cylindriques, la plupart du temps, qu'au-dessus de cette cote. A son point d'enracinement, le tronc s'élargit d'ordinaire beaucoup et se divise en une série de nervures étoilées, qui permettent à l'arbre de résister au vent malgré le peu de profondeur de ses racines dans le sol. Ces sortes de nervures, nommées *arcabas*, prennent fréquemment des dimensions considérables. J'en ai souvent mesuré qui avaient 5 mètres de hauteur et 3 mètres de pied à leur entrée dans le sol avec une épaisseur de 10 à 15 centimètres au plus. C'est dans ces arcabas que les laveurs d'or débitent leurs batées en bois, car ce bois n'a pas de fil et ne se fend pas au soleil.

Il va sans dire qu'en dehors de 150 gros arbres à l'hectare il y en a au moins autant de plus petites dimensions, à abattre et à enlever. Mais cette partie du travail ne coûte pour ainsi dire presque rien, parce que les bois de 30 à 40 centimètres de diamètre se débardent à dos d'hommes avec la plus grande facilité. C'est un travail qui convient parfaitement aux indigènes; tandis que les

manœuvres de force, consistant à rouler au moyen de cordages ou de crics des tronçons de plusieurs tonnes, on à arracher de gros chicots, sont des opérations qui comportent une entente du travail et une organisation intelligente du chantier, qu'on trouve difficilement chez les ouvriers de couleur.

J'estime, en définitive, que, pour éviter toute surprise et tenir compte des aléas, il est bon de prévoir pour les frais de déboisement et de dessouchement d'un placer en Guyane, avec la main d'œuvre et avec les méthodes actuelles : 2.000 francs par hectare, si la largeur de l'emprise ne dépasse pas 20 à 30 mètres et le double, soit 4.000 francs par hectare, si cette largeur d'emprise est portée à 50 ou 60 mètres.

C'est là, comme on le voit, un élément considérable de dépense, que les exploitants actuels comprennent en général dans leur prix de revient global, mais dont il convenait de bien déterminer l'importance, en dehors de la question d'exploitation proprement dite, afin de rendre compte de l'influence de cette dépense, spéciale au pays, sur l'ensemble du prix de revient.

MÉTHODE POUR LES RECHERCHES DANS LES FORÊTS TROPICALES

Des levés topographiques en forêt. — On est privé, dans les forêts tropicales qui couvrent le sol d'une façon continue, d'un important élément d'appréciation dont se rendent bien compte tous ceux qui, par le fait de leurs occupations, ont été appelés à diriger des prospections dans un pays inconnu : c'est l'absence totale de toute vue en dehors du voisinage immédiat du point où l'on se trouve, même quand on se place sur des crêtes élevées. C'est l'effet du manteau continu de végétation forestière, qui règne sur toute la surface du pays. Je n'ai pas vu une seule montagne dénudée pendant le cours de mes nombreux séjours dans la Guyane, et les explorateurs primitifs, Le Blond, Crevaux, n'ont jamais manqué de signaler les rares pitons granitiques dépourvus de végétation qu'ils ont rencontrés, comme un fait extraordinaire et digne de remarque.

On ne peut donc pas se faire *a priori* d'idée générale sur l'orographie du pays, ni se renseigner, même approximativement, sur la direction des plissements principaux qui ont affecté la région qu'on

se propose d'examiner. On en est réduit, pour l'estimation de la surface probable des bassins des diverses rivières qu'on a l'intention d'explorer, à leur débit comparatif, au point où elles se jettent dans la rivière principale, qui sert de voie de pénétration. Ce n'est pas toujours facile, car le confluent des deux cours d'eau est si fréquemment encombré et même parfois si complètement caché par la végétation intense qui caractérise les bords des rivières qu'on est exposé, de ce chef, à de grossières erreurs. Telle rivière dont l'embouchure passe presque inaperçue quand on n'en connaît pas l'emplacement exact, se trouve, une fois le rideau littoral franchi, être navigable, même en chaloupe à vapeur, sur un parcours de plusieurs dizaines de kilomètres.

Il est inutile de dire que, dans ces conditions, toute triangulation est rendue impossible et que le seul moyen pratique, pour lever des plans, consiste à faire des cheminements par eau ou par terre, à la boussole et au baromètre.

Étapes successives d'une prospection. — Il faut distinguer dans les prospections deux séries de travaux correspondant à deux ordres d'idées bien distincts : la première série d'opérations, à laquelle s'applique plus spécialement le terme de prospection, a pour but de rechercher dans une région déterminée, généralement vaste, s'il existe ou non des alluvions aurifères. La deuxième série de travaux s'applique plus spécialement aux vallées dans lesquelles la prospection d'ensemble a démontré déjà l'existence de l'or, même en quantité non payante, et constitue, à vrai dire, plutôt un travail préparatoire de sondage qu'une prospection proprement dite. Les uns et les autres de ces travaux doivent s'exécuter suivant certaines règles que je vais établir.

1° *Prospection préalable.* — En principe, ces recherches doivent s'exécuter au moyen de lignes droites, dirigées à l'intérieur des zones d'enrichissement, parallèlement à leur direction générale supposée. On doit s'attacher surtout, dans leur exécution, à se diriger parallèlement au plissement général du pays, de façon à recouper successivement le réseau des rivières descendant d'un même côté du plissement principal, ce qui multiplie d'autant, comme on le conçoit aisément, les chances de recouper des alluvions aurifères, s'il en existe dans la région considérée.

Du tracé des lignes. — La position de cette ligne par rapport à la ligne de faîte principale n'est pas indifférente.

Il est tout aussi fâcheux de prospecter les alluvions par leur tête que par leur extrémité inférieure en plaine. Dans le premier cas, en effet, on se trouve dans une région d'accès extrêmement difficile ; les ravins, encombrés d'énormes cailloux roulés, se prêtent mal à la prospection ; l'or, irrégulièrement réparti en nids, peut facilement échapper aux recherches. Dans le second cas, la couche de stérile est généralement très épaisse, les teneurs infimes ; l'alluvion, très élargie, exige souvent le creusement de plusieurs trous pour rencontrer la partie la plus riche, la « veine » du placer.

C'est à mi-côte, dans les parties où la pente moyenne du fond ne dépasse pas 1 1/2 à 2 0/0, que se trouvent réunies les conditions les plus favorables à la rencontre d'un enrichissement maximum. C'est donc dans cette zone qu'il convient d'établir le point de départ de la prospection.

Je donne comme exemple de cette méthode, une prospection que j'ai exécutée en Guyane française, pendant le mois de septembre 1897 et qui a porté sur la ligne divisoire de trois bassins, à savoir : celui des rivières Orapu et Counana et du fleuve Approuague. On y trouvera aussi un exemple de sondage, à contre-versant, qui a été couronné de succès (*fig.* 50).

Conduite de la ligne. — Il importe, une fois qu'on s'est engagé sur le versant d'une chaîne, de ne pas passer, au moins sans le savoir, sur un versant opposé. Il ne faut pas se fier uniquement au fait qu'on rencontre des criques coulant en sens inverse de la direction générale du versant pour en conclure qu'on a franchi la ligne de faîte ; car il arrive fréquemment que les criques ont des coudes brusques et qu'on rencontre, après un certain parcours, la même crique qui avait paru avoir une direction anormale, coulant cette fois dans le bon sens.

Emploi du baromètre. — C'est dans ces cas que le baromètre constitue un précieux auxiliaire, car, en le consultant chaque fois qu'on traverse un thalweg ou une crête, on se rend parfaitement compte des niveaux respectifs des différents thalwegs, ce qui donne une indication précise, exacte, au point de vue de la limitation des divers bassins qu'on recoupe.

Les variations barométriques sont, en général, assez faibles en

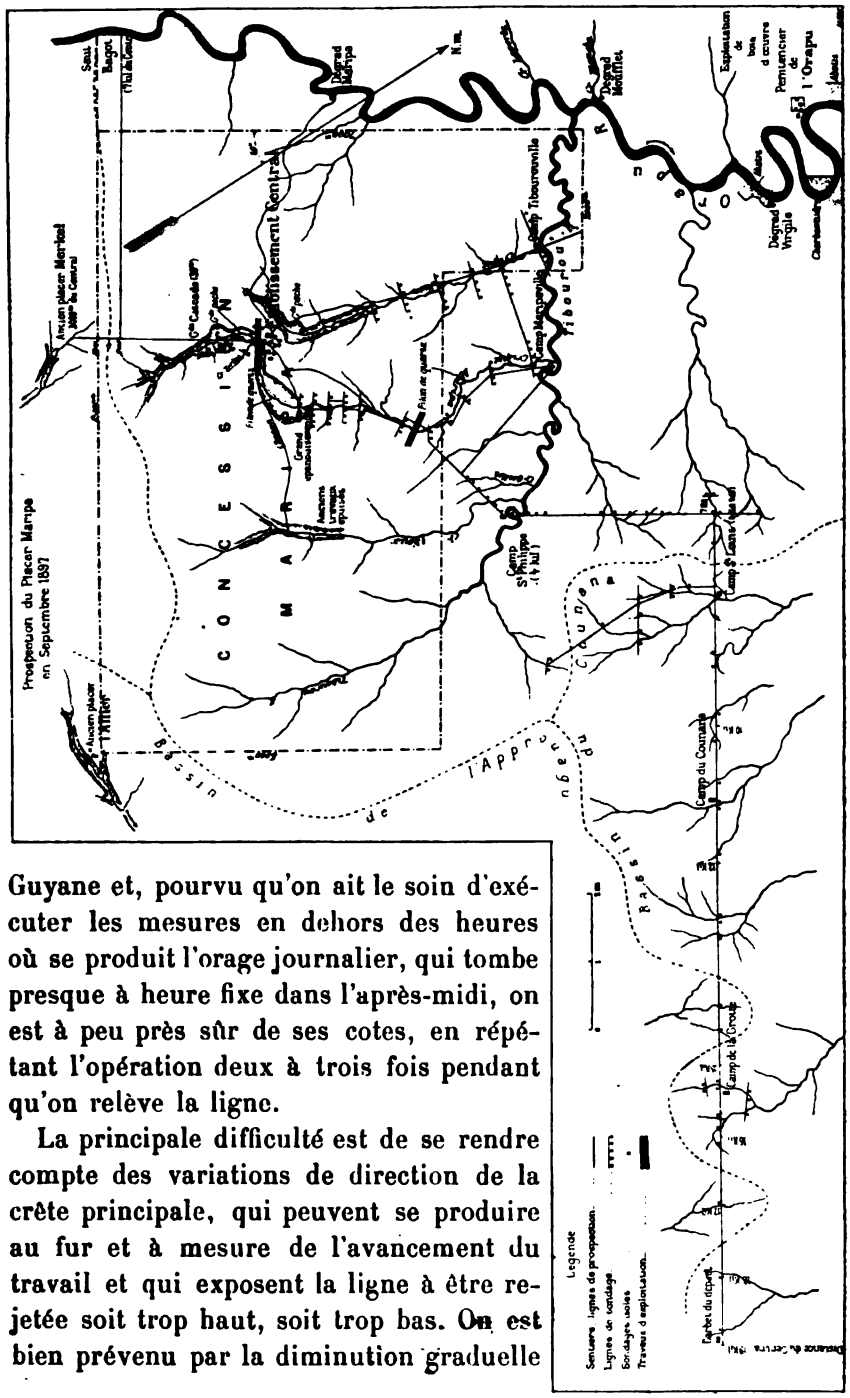


Fig. 50. — Prospection du placer Maripa (Septembre 1897).

Guyane et, pourvu qu'on ait le soin d'exécuter les mesures en dehors des heures où se produit l'orage journalier, qui tombe presque à heure fixe dans l'après-midi, on est à peu près sûr de ses cotes, en répétant l'opération deux à trois fois pendant qu'on relève la ligne.

La principale difficulté est de se rendre compte des variations de direction de la crête principale, qui peuvent se produire au fur et à mesure de l'avancement du travail et qui exposent la ligne à être rejetée soit trop haut, soit trop bas. On est bien prévenu par la diminution graduelle

de pente des thalwegs; mais c'est une indication qu'il est quelquefois bien difficile de relever et qui, en tous cas, demande du temps. Il est préférable, quand on a lieu de craindre cette complication, de faire exécuter par des noirs une simple trace de chasseurs pour aller rejoindre la crête, ce dont on profite pour prendre son altitude et sa direction, et rectifier en conséquence la ligne d'opération.

Débroussaillement de la ligne. — On doit exécuter le débroussaillement et l'abatage de tous les petits arbres qui peuvent se couper au sabre, sur une largeur de 2 mètres au moins, de façon à permettre une circulation relativement aisée des porteurs dans la ligne. C'est par cette voie, en effet, que doivent s'exécuter tous les transports et tous les ravitaillements de l'expédition. En conséquence, on établit un camp tous les 6 kilomètres et dans chaque tronçon de 6 kilomètres, on affecte un homme au transport des vivres dans chacune des sections qu'on crée de la sorte. Comme il est de règle de mettre toujours au moins deux hommes dans un camp en forêt pour éviter les accidents toujours possibles, les deux hommes desservant deux sections successives couchent dans le même camp, de 12 en 12 kilomètres. A jour dit, généralement de deux en deux jours, les hommes des deux sections voisines viennent correspondre au camp intermédiaire, y échangent la correspondance et les marchandises, qui sont acheminées, le lendemain, sur la section suivante, et ainsi de suite. Les camps consistent en un ou deux carbets ou paillottes établis sous bois, sans faire d'abatis. C'est une affaire d'une ou de deux journées de travail à quatre hommes, suivant la distance à laquelle il faut aller chercher les feuilles, spéciales pour la toiture.

Le travail de prospection proprement dit doit s'exécuter de la façon suivante : trois hommes, munis de sabres d'abatage et d'une cognée, travaillent à l'avancement de la ligne; l'un d'eux, muni de la boussole, donne la direction à suivre. S'ils sont convenablement nourris et s'ils travaillent à la tâche, ils peuvent donner un avancement moyen journalier de 2 kilomètres. L'équipe de prospection qui suit le chantier de débroussage, en faisant au moins un sondage par chaque thalweg et un nombre plus grand aussitôt que le premier sondage a démontré la présence de l'or ou du sable noir, ne comporte pas plus de quatre hommes, car il s'agit, dans les tra-

vaux de ce genre, d'aller vite, de couvrir rapidement une grande surface pour revenir ensuite dans les vallées où on a trouvé la couche payante. On y entreprend alors la seconde série des travaux de prospection, c'est-à-dire les sondages dont je vais m'occuper tout à l'heure. Enfin, le personnel se complète d'un chef de prospection, sachant manier la boussole et le baromètre, des porteurs logés dans les camps intermédiaires et d'un magasinier au dégrad (débarcadère sur la rivière).

Dans ces conditions, une prospection ayant en vue un développement total de 60 kilomètres de lignes, comporte, comme on le voit, le personnel suivant :

	Hommes
Chef d'expédition	1
Débroussage	3
Prospection	4
Convoyeurs (5 postes de 2 hommes)	10
Magasinier	1
Malades et indisponibles	5
TOTAL	24

Durée et frais d'une prospection. — Elle peut s'exécuter facilement, non compris, bien entendu, la durée du voyage pour arriver au dégrad, dans une période de deux mois, y compris le temps nécessaire pour la construction des carbets au dégrad et sur la ligne. On peut estimer les frais qu'elle entraîne à 15.000 francs.

Il va sans dire qu'on doit avoir pris préalablement le soin de couvrir, par un permis de recherches, les terrains sur lesquels opère l'expédition, afin de se mettre à l'abri d'un abus de confiance.

Une prospection de ce genre est à peu près assurée de rencontrer une ou plusieurs vallées dignes de recevoir des lignes de sondages, dont l'exécution doit se faire en observant aussi certaines règles que je vais exposer plus loin avec les détails nécessaires.

Des plans de prospection. — Il faut exiger, dans l'exécution du travail de prospection, que le chef d'expédition établisse, au jour le jour, un plan détaillé de la ligne comportant les indications suivantes :

1° Direction de la ligne;

2° Distance, mesurée avec la chaîne d'arpenteur, séparant les crêtes et les thalwegs rencontrés, avec cote barométrique de ces points successifs;

3° Largeur des vallées rencontrées, mesurées de montagne à montagne;

4° Sens et direction du cours d'eau qui y coule;

5° Résultat donné par les batées de prospection dans les vallées explorées.

En opérant ainsi, on a non seulement l'avantage de tenir son personnel en haleine, mais encore il reste une trace des travaux exécutés qui en permet la vérification éventuelle.

Dans ces conditions, on est certain de ne pas s'exposer à envoyer des expéditions qui passent leur temps à la chasse.

2° *Sondage à la tige.* — Une fois qu'on est arrivé à localiser les recherches par cette première série de travaux, on entreprend dans la ou les vallées où la présence de l'or est signalée les sondages destinés à en permettre le cubage au moins approximatif. C'est ici qu'il importe de ne pas se presser et de ne pas céder à la tentation générale de monter à la hâte, avec l'équipe même de prospection, un sluice de fortune, de quelques dalles seulement de longueur, dans le but de rembourser au plus tôt les frais avancés, sans s'inquiéter de constater avant tout si on a affaire à une alluvion régulière, comportant une installation correspondant à sa valeur, ou bien si on est tombé sur un nid isolé qu'on est alors parfaitement en droit d'enlever, pour rembourser, au moins en partie, le risque couru et les frais avancés.

Quoi qu'il en soit, il importe que les sondages soient exécutés méthodiquement suivant des lignes perpendiculaires à la vallée, équidistantes entre elle de 300 mètres pour le premier réseau destiné à donner une idée générale de la richesse et de l'étendue de l'alluvion. On le complète, si les résultats sont encourageants, par des lignes intermédiaires de 100 mètres en 100 mètres, et même de 50 en 50 mètres, si la teneur est très bonne. Même observation pour le nombre des trous à exécuter dans chaque ligne. On peut se contenter dans le début de trois à quatre trous par ligne; mais ce qui importe surtout, c'est de les exécuter à travers toute la vallée, sans

se fier à la position actuelle de la rivière, la veine aurifère souterraine ayant fréquemment une direction différente, se bifurquant même parfois en plusieurs filets témoins de l'existence d'îlots dans

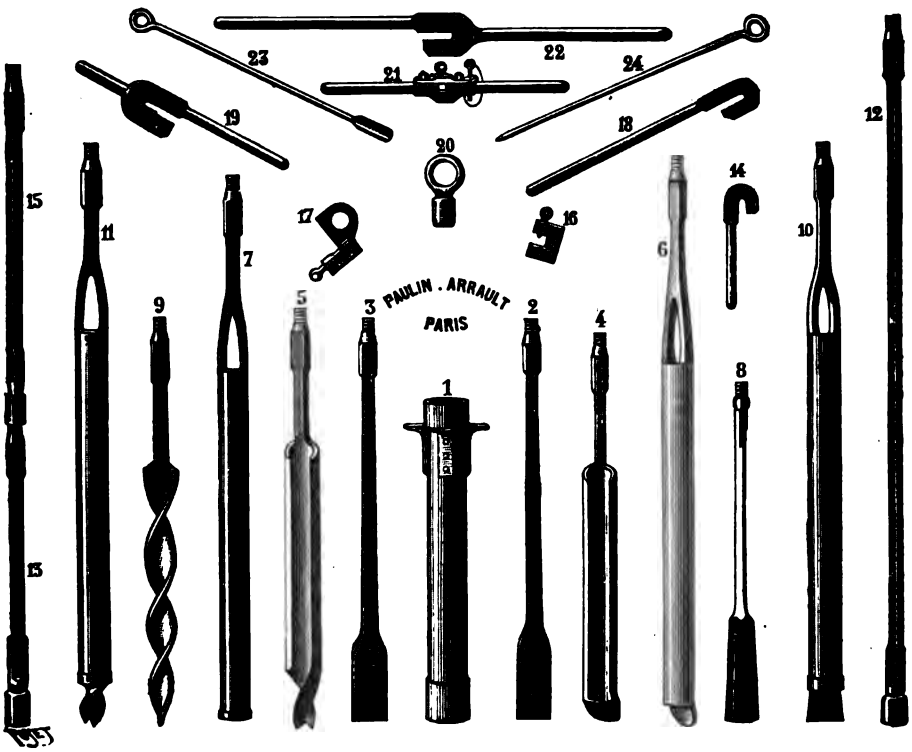


Fig. 51. — Matériel de sondage pour la prospection et le cubage des placers.

LÉGENDE

1, Tube conducteur à pattes.
2, Trépan ou ciseau à joues.
3, — — droit.
4, Cuiller ouverte ordinaire.
5, — — à mouche de tarrière.
6, — à mouche ordinaire.
7, — à boulet et gobelet.
8, Cône taraude.
9, Tarière rubanée.
10, Cuiller à boulet, à gobelet et ciseau.
11, Cuiller à boulet, à gobelet et mouche de tarière.
12, Barre de sonde.
13, — de raccord.
14, Tourne-à-gauche à dévisser.
15, Barre de rallonge.
16, Agrafe de manœuvre.
17, — à l'œil.
18, Tourne-à-gauche simple.
19, — — de support.
20, Tige à œil.
21, Tourne-à-gauche de manœuvre.
22, — — double.
23, Curette.
24, Epinglette.

l'ancien lit aurifère. Ces déviations, ces divisions de la couche payante, risquent de passer inaperçues si les sondages sont confinés, comme c'est l'habitude, dans le voisinage immédiat du cours d'eau actuel.

De l'emploi des sondes à tiges. — Je me suis servi exclusivement, pour l'exécution de mes sondages, pendant mes divers séjours en

Guyane, d'un matériel portatif à tiges que j'avais apporté avec moi, construit par la maison Arrault, et qui m'a permis de mener rapidement à bien et en peu de temps un nombre considérable de sondages. J'ai dû cependant utiliser, pour l'emploi de cette sonde, un personnel qui était tout à fait étranger à son maniement, car, à ma connaissance, personne n'avait eu recours d'une manière courante jusqu'à ce jour, dans la Colonie à ce petit matériel de prospection. Les objections des placériens guyanais, relatives à son emploi, tiennent surtout à la nécessité de transporter en forêts les tiges vissées et les instruments de sondage proprement dits : cuillers, trépans, cloches à soupape, etc., ce qui augmentent le nombre des convoyeurs nécessaires.

Il faut reconnaître d'ailleurs que, pour les sondages de faible profondeur et dans lesquels la venue d'eau est faible, l'avantage des appareils à tige sur les procédés de sondage locaux est faible ; il devient, au contraire, incomparablement supérieur, aussitôt que la profondeur de la couche dépasse 2 mètres et que les infiltrations prennent une certaine importance... On objecte aussi à ces appareils la quantité restreinte d'alluvion qui est amenée au jour par la cuiller et qui oblige la plupart du temps à faire l'essai à la batée, sur une fraction du volume habituellement essayé dans cet instrument, volume qui est, comme je l'ai dit, de 7 litres environ. Il suffit d'avoir à sa disposition une balance un peu sensible pour pouvoir apprécier exactement la teneur de l'alluvion, même en opérant sur une quantité inférieure à 7 litres, de sorte que l'objection tombe d'elle-même ; mais il faut en tout cas avoir grand soin, quand on vide la cuiller, de *mesurer exactement*, en la tassant dans un double litre, la terre sur laquelle on opère. On est certain, dans ces conditions, de ne commettre qu'une erreur très faible sur la teneur véritable de l'alluvion. La rapidité avec laquelle s'opère le forage d'un trou permet de multiplier beaucoup le nombre de ces derniers, et on obtient en définitive, par ce moyen, une appréciation infiniment plus exacte et plus précise de la teneur moyenne à attendre de l'exploitation que par le système actuel.

J'ai dû d'ailleurs, à plusieurs reprises, pour convaincre les incrédules, opérer simultanément dans le même endroit deux sondages jointifs, l'un avec l'appareil à tige, l'autre par puits de prospection, de dimensions normales. Il est résulté de cette comparaison que le

temps nécessaire pour atteindre, avec une cuiller de sondage, une couche à 3 mètres de profondeur, avec une venue d'eau presque négligeable, dans des conditions par conséquent défavorables aux appareils à tige, était moitié moindre que celui exigé par les deux pelleteurs, qui prennent une demi-journée pour faire un trou semblable. Au-delà de cette profondeur, la différence en faveur des appareils à tige s'accuse encore plus nettement. Le nombre des ouvriers nécessaires pour le maniement de l'outil de sondage est de quatre seulement.

Sondages à contre-versant. — C'est ici le moment de rappeler que le sondage d'un gisement aurifère ne doit jamais se borner à la simple exécution d'une série de lignes équidistantes, pratiquées en travers de la vallée qui le contient, surtout lorsque les résultats donnés par les premiers travaux donnent des espérances sérieuses. Il faut aussitôt passer sur le versant opposé de la chaîne, dans laquelle le cours d'eau prend sa source, et prospecter attentivement ce versant, surtout au droit de la découverte aurifère faite sur le côté primitivement exploré. On établit à cet effet une ligne franchissant la crête, descendant sur le versant opposé jusque dans la zone à thalweg moyennement incliné, et on trace dans cette partie une ligne parallèle à la direction générale de la crête, ligne qui sert, comme la tranchée primitive à travers bois, aux prospections à contre-versant.

Bien des placers ont échappé aux inventeurs primitifs, par suite de la non-observation de cette règle, pourtant si simple, de la prospection à contre-versant.

Sondages américains. — Dans le sondage des alluvions anciennes de la Californie, les Américains emploient, en outre des puits, des galeries de niveau dirigées dans divers sens au sein de la couche aurifère, de préférence au contact du bed-rock, c'est-à-dire dans la partie la plus riche. Ces alluvions atteignent en effet des épaisseurs considérables, et elles sont fréquemment recouvertes par des nappes de basalte, ce qui vient compliquer encore l'échantillonnage du gisement. Par contre, ces anciennes rivières aurifères ont des teneurs assez régulières, de sorte qu'il est nécessaire d'avoir un réseau de puits de prospection beaucoup moins serré que celui qu'exigent impérieusement les alluvions superficielles, surtout quand elles sont pochées, c'est-à-dire formées par une série de lentilles souvent

extrêmement riches, séparées par des espaces stériles. Lorsque les alluvions anciennes affleurent à flanc de coteau, les meilleurs procédés de prospection consistent à conduire des tunnels au niveau du bed-rock et à y brancher de temps à autre des galeries latérales pour reconnaître la richesse moyenne du gisement. Ce sont là, on

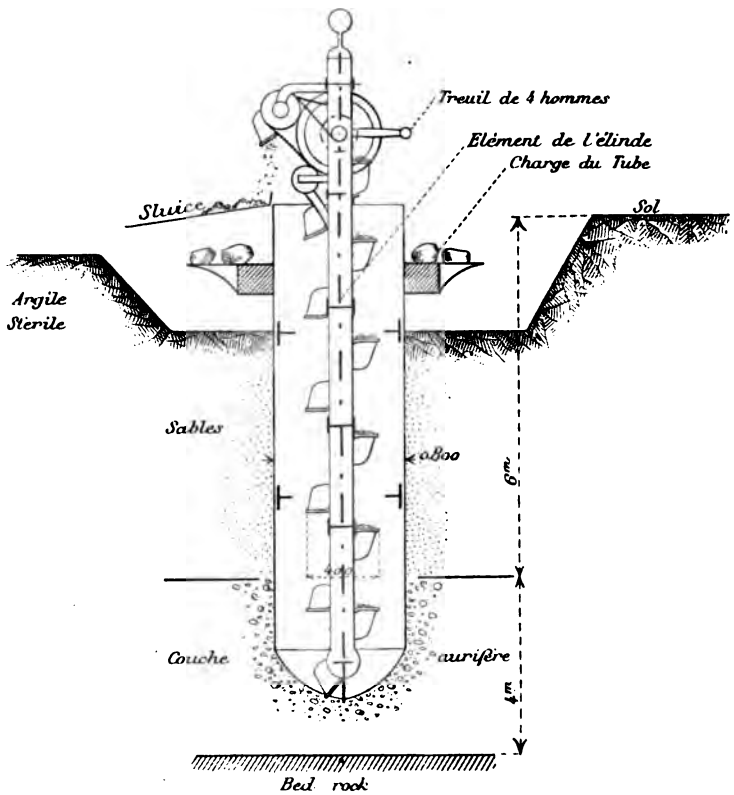


Fig. 52. — Sondage à la noria, en terrain coulant.

le voit, de véritables travaux miniers qu'on cherche à diriger de façon à ce qu'ils puissent servir aussi au début de l'exploitation, car nous verrons plus loin, en traitant de la méthode hydraulique qui s'applique à ce genre de gisement, l'utilité du tunnel aboutissant au point le plus bas du gisement et permettant d'évacuer les stériles dans la vallée actuelle à un niveau suffisant pour contenir tous les débris.

Ces puits de prospection dans les alluvions anciennes demandent souvent un boisage soigné, vu la nature ébouleuse des parois. On

remplace aussi ces puits par des sondages, tubés ou non, exécutés avec des appareils mécaniques spéciaux, notamment avec la *sonde Keystone* (*fig.* 159).

Sonde avec noria. — Un procédé très économique pour le sondage des alluvions sous l'eau consiste à allier l'emploi d'un tube d'un diamètre suffisant avec une noria chargée de l'approfondissement. Le tube descend par son propre poids; s'il éprouve quelque résistance, on le charge d'un poids supplémentaire à sa partie supérieure. La figure 52 indique le dispositif employé qui est aussi en usage dans un tout autre but, mais avec un succès égal, pour établir des piliers de fondation dans des terrains de graviers, exposés aux affouillements. Les matières remontées par la noria sont traitées dans un long-tom, et on obtient ainsi la teneur moyenne de toute la hauteur traversée. Au fur et à mesure que le niveau s'abaisse, on ajoute de nouveaux éléments à l'élinde verticale qui descend dans le puits et on y ajoute aussi, bien entendu, le nombre de godets nécessaire. La manœuvre s'effectue avec 2 hommes au treuil, 1 chef pour le sondage et 1 ouvrier laveur. On descend ainsi assez facilement jusqu'à 8 et 10 mètres de profondeur; mais il faut avoir soin, quand on arrive au bed-rock, d'entamer ce dernier, s'il est argileux, et, s'il n'en est pas ainsi, de piloner sur le fond une certaine quantité d'argile et de la draguer ensuite de façon à ramasser les particules d'or concentrées sur le bed-rock. Si on négligeait cette précaution, on risquerait d'avoir une teneur moyenne considérablement inférieure à la réalité.

SONDAGES POUR DRAGAGES AURIFÈRES

Le sondage en vue de l'exploitation au moyen de drague à or s'exécute généralement au moyen de sondes à tiges manœuvrées à la main. Il s'agit d'établir ici des moyennes *en tenant compte de l'épaisseur de terrains stériles* qui recouvrent l'alluvion à traiter. Le problème se pose en effet d'une manière un peu différente du cas d'exploitation par sluices. En effet quand on travaille au moyen de pelles, de pioches ou d'outils similaires, on commence par *décapeler* le gîte, c'est-à-dire par enlever le stérile superficiel qu'on transporte par des moyens variés, mais aussi économiques que possible, à une distance suffisante pour que le travail ultérieur n'en soit pas gêné. Ces

matières ne supportent donc que des frais beaucoup moindres que l'alluvion aurifère qu'elles recouvrent, laquelle supporte, en outre des frais d'extraction proprement dits, des dépenses inhérentes au lavage pour en séparer l'or et à l'évacuation des stériles qui forment le résidu de l'opération... Dans beaucoup de cas, le décapelage est confié à des ouvriers spéciaux, généralement payés à la tâche, qui constituent une équipe tout à fait à part de celle qui s'occupe du lavage proprement dit. Dans les pays qui ne disposent que d'un temps limité pour l'opération du lavage, comme c'est le cas dans la Sibérie, le décapelage se fait, autant que possible, pendant la saison où les travaux de lavage sont complétement suspendus par suite de la rigueur du climat, de façon à pouvoir concentrer, pendant la courte période où le lavage proprement dit peut se faire, tous les bras utiles sur cette opération payante. Il en est tellement ainsi qu'on détermine le nombre d'ouvriers à envoyer sur un placer ainsi préparé, d'après les surfaces mises à un pendant l'intervalle qui s'écoule entre deux saisons de lavage proprement dit. En tout cas, et c'est sur ce point que j'insiste, l'extraction et le transport des stériles se *paient beaucoup moins cher* que les opérations similaires *exécutées sur l'alluvion.*

Principe de la méthode. — Au contraire, dans le dragage, l'extraction du stérile s'opérant au moyen de godets, *coûte exactement le même prix que celle de l'alluvion aurifère.* On verra qu'on arrive dans les appareils les plus récents et les plus perfectionnés à supprimer sur les matières stériles les opérations subséquentes de dilution dans l'eau et de lavage sur les tables, qui sont exclusivement réservées à la partie payante de l'alluvion; mais, en tous cas, le dragage des stériles superficiels doit, de toute nécessité, s'exécuter en même temps que le traitement de l'alluvion recouverte par ces matières. On ne peut songer, en effet, à exploiter d'abord les stériles superficiels par une première drague et à passer ensuite avec une seconde s'occupant exclusivement du traitement des alluvions payantes, car, comme il faut rendre les matières à l'arrière de la drague pour les remettre dans la fouille, on recouvrirait les alluvions non exploitées encore avec les stériles déplacés par la première drague, ce qui gâterait tout le chantier.

Rapport caractéristique. — Il faut donc, dans une prospection pour dragages, déterminer non seulement l'épaisseur des stériles superfi-

ciels à enlever, mais établir ce que j'appelle le *rapport caractéristique*.

Voici d'ailleurs comment j'opère personnellement pour exécuter

Fig. 53. — Sondage sous l'eau cherchant la place pour la sonde.

les sondages qui me sont confiés en vue de l'installation de dragues sur des alluvions aurifères à faible profondeur :

J'exécute uniformément mes sondages au moyen de sondes de

Fig. 54. — Enfoncement de la sonde, le chef de chantier mesure la distance.

100 à 120 millimètres de diamètre extérieur, montées sur tige et manœuvrées à bras (Voir, page 157, le dessin du matériel construit à cet effet par la Maison Arrault, à Paris), et je n'emploie le tubage préalable des trous que pour le sondage *dans le lit même des rivières*

(*fig.* 53 *à* 55) ou à *travers les sables boulants*, qu'il est impossible de passer avec la cuiller ouverte ordinaire, qui est l'outil le plus favorable pour l'extraction des carottes du terrain à explorer et pour la constatation des épaisseurs relatives du stérile et de l'alluvion payante.

Cette dernière est mise à part dans une batée, depuis le moment où la sonde pénètre dans la couche aurifère jusqu'à ce qu'on ait atteint le bed-rock et enlevé une épaisseur de ce dernier variant entre 10 et 20 centimètres. Cette épaisseur du bed-rock payant est ajoutée à la puissance totale de la couche aurifère.

FIG. 55. — Extraction de la carotte. Le chef de chantier se prépare à la recueillir dans sa batée.

On réunit alors toutes ces matières aurifères ; on les jauge, en les comprimant dans un double litre, et on les lave à la batée pour peser l'or qu'elles contiennent. Les pépites, si on en trouve, ne doivent pas être comprises dans le poids de la batée ; on se contente de noter leur présence, à la colonne des observations du carnet de sondage.

On obtient ainsi la teneur, en grammes au mètre cube, de l'alluvion aurifère proprement dite.

Pour passer de là à la teneur de dragage, il faut multiplier le nombre ainsi trouvé par un rapport, que j'ai désigné sous le nom de rapport caractéristique de l'alluvion, qui n'est autre chose que la *proportion existant entre l'épaisseur de la couche aurifère et la puissance totale de l'alluvion depuis le bed-rock jusqu'à la surface du sol.*

En résumé, comme il faut faciliter le plus possible le travail exécuté par des sous-ordres sur le terrain même, le carnet de sondage du chef de prospection ne comporte que les éléments suivants : Épaisseur du stérile, profondeur du bed-rock et volume de l'alluvion recueillie par la sonde. Les autres éléments se déduisent de ces chiffres.

On doit noter aussi la nature du bed-rock, qui joue un rôle essentiel dans la réussite du dragage.

EXTRAIT DU CARNET DE SONDAGE

N° des lignes	N° des trous	EQUIDISTANCE des trous	STÉRILE	PROFONDEUR du bed-rock	COUCHE	VOLUME lavé	OBSERVATIONS
		Mètres	Mètres	Mètres	Mètres	Litres	
IX	1	12	0,66	1,72	1,06	3,50	Or gros.
»	2	12	1,50	3,40	1,90	4	1 pépite de 15 centigr.
»	3	20	1,05	3,15	2,10	4,50	Or fin : glaise.
»	4	20	1,28	3,18	1,90	3,75	Or moyen : glaise.
»	5	20	1,45	3,50	2,05	3,50	Or fin —
»	6	20	1,80	3,70	1,90	3,50	Traces d'or —
»	7	20	2,00	2,90	0,90	1,50	— fond rocheux.

Ces éléments, accompagnés du plan du terrain, sont suffisants pour l'établissement à tête reposée et après la pesée à domicile des batées rapportées du chantier, des coupes en travers de l'alluvion considérée.

Il va sans dire que j'opère, comme le bon sens l'indique, sur une série de profils en travers exécutés dans la vallée, à des distances qui, on va le voir, ne sont pas quelconques et qui dépendent, au contraire, de la nature et du tempérament des alluvions.

Il est évident, en effet, que si l'on n'était pas tenu par des considérations de temps et d'argent, on pourrait exécuter les sondages suivant une série de lignes transversales à une vallée, espacées de 100 mètres par exemple les unes des autres, dans lesquelles on pratiquerait des trous à intervalles réguliers, de manière à constituer un réseau suffisamment serré pour qu'aucun enrichissement, même de surface minime, n'échappe au chef de prospection. Mais on peut gagner beaucoup de temps et diminuer notablement les frais, tout en conservant la même exactitude, en opérant d'une manière méthodique, rationnelle, en faisant porter en définitive,

avec les mêmes frais, la prospection d'ensemble sur une surface infiniment plus considérable.

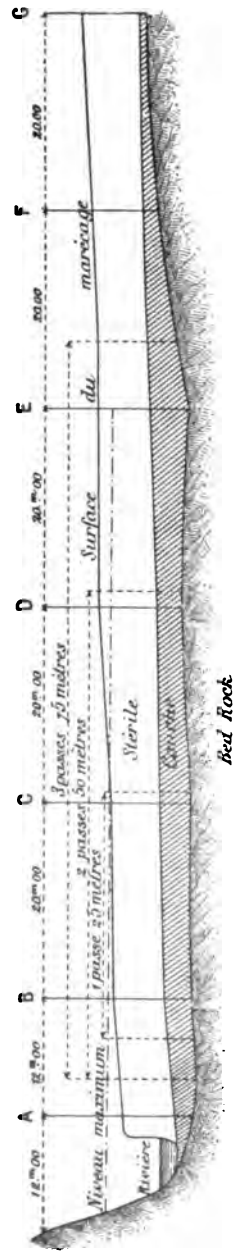


FIG. 56. — La ligne n° 9 du carnet de sondage; échelle des hauteurs, décuplée.

Tempérament des alluvions. — La connaissance du *tempérament* d'une alluvion, c'est-à-dire du mode général de distribution de l'or, n'exige habituellement, de la part d'une personne exercée, que le creusement d'un petit nombre de trous. En principe, lorsque l'or est fin, régulier, réparti depuis le haut jusqu'au bas de la couche et que l'enrichissement sur le bed-rock, tout en étant bien sensible, n'est pas excessif, on peut augurer d'une manière certaine que l'alluvion offre de grandes chances pour présenter une teneur régulière et constante sur de grandes surfaces. C'est un cas éminemment favorable.

Les caractères contraires, à savoir : or gros, présence de pépites, couche mince et presque stérile à la partie supérieure, accroissement subit et considérable de la teneur sur quelques centimètres seulement au contact du bed-rock, font prévoir un enrichissement discontinu, exigeant beaucoup de sagacité dans le percement des trous. C'est cet ensemble de caractères que les prospecteurs désignent, quand ils annoncent que l'or est « poché » dans le placer.

Réseau primaire. — Dans l'un et l'autre cas, on commence par un réseau à grandes mailles, constitué par des lignes, transversales situées à 200 mètres les unes des autres. Dans ces lignes l'équidistance normale des trous qui est de 20 mètres, est prise de manière à les exécuter en quinconces, c'est-à-dire que, si, dans la ligne I, par exemple, le traçage se fait à 20, 40, 60 mètres, etc., du pied

de la montagne, dans la ligne suivante on prendra 10, 30, 50, etc.

Si trois lignes successives ne donnent pas de résultat, on fera, avant d'abandonner, deux lignes vers l'amont et deux vers l'aval, à 400 mètres l'une de l'autre. Si, au contraire, deux lignes consécutives donnent des teneurs payantes, on exécutera immédiatement la ligne intermédiaire à 100 mètres de chacune d'elles, et on la sondera aussi avec l'équidistance normale de 20 mètres pour les trous.

Réseau complémentaire. — Enfin, dans chacune de ces lignes payantes, on exécutera entre les trous ayant donné des teneurs supérieures aux teneurs minimas qu'on s'est préalablement fixées, des trous à la distance de 10 mètres et même, dans les placers à or poché, à l'équidistance de 5 mètres pour déterminer exactement la largeur transversale des poches riches. Ce dernier chiffre est, en effet, très important à connaître, car la drague exige, pour pouvoir avancer, une largeur minima d'emprise, qui varie bien entendu avec les dimensions de l'appareil, mais qui ne descend guère au-dessous de 18 mètres. Si, par conséquent, la partie éminemment riche d'une poche n'atteint pas cette largeur, il faut tenir compte du stérile à abattre à droite et à gauche de la veine riche, de manière à faire payer par la partie exploitable les frais de dragage de toute la largeur de l'emprise et se rendre compte si, dans ces conditions nouvelles, l'alluvion reste encore exploitable avec profit.

Emploi des courbes isofrancs. — Muni de ces éléments, il est facile d'en déduire la traduction, *en courbes isofrancs*, d'une alluvion dont le cubage a été opéré d'après ma méthode. Il suffit en effet, après avoir tracé à l'échelle les profils en travers successifs, de réunir, par un trait continu, les divers points ayant sur ces profils une teneur de dragage égale, c'est-à-dire, je le répète, une teneur égale, *couche aurifère et alluvion comprises.* On obtient alors la figure 57, qui est tout à fait caractéristique au point de vue du relief qu'elle donne aux enrichissements locaux, aux zones riches qui sont, comme on le comprend, complètement indépendantes de la forme topographique du bed-rock.

La même figure permet de choisir à volonté le genre de travail à faire exécuter à l'appareil, suivant la limite inférieure de dragage qu'on a adopté. Dans les cas, par exemple, dont j'ai donné la repré-

sentation on peut, si on descend jusqu'à l'isofranc de deux francs, draguer toute la surface comprise entre les deux lignes doublées, et réaliser ce cube dans un temps facile à déterminer, connaissant la capacité journalière de travail de la drague; ou bien se limiter à l'isofranc de trois francs, ce qui, dans le cas que j'ai envisagé, ne diminue pas beaucoup le cube à exploiter et assure, par contre, une recette journalière plus élevée.

Notons que les alluvions délaissées au moment du premier passage sont abandonnées sans espoir de retour, car on ne peut songer à venir les reprendre après coup, enterrées sous les résidus stériles, évacués à l'arrière de la drague.

On voit combien une préparation exécutée de cette manière donne de souplesse à une affaire de dragage en lui permettant, soit de ralentir sa production en travaillant les alluvions jusqu'à leur limite inférieure d'exploitabilité, soit, au contraire, de s'attaquer uniquement aux parties riches, s'il est nécessaire, pour maintenir une production, de donner un coup de collier.

En ayant en exploitation plusieurs placers préparés de cette manière, on peut arriver à une régularité parfaite de leur production et éviter des à-coups dans les quantités mensuelles d'or produites, à-coups, qui, quel que soit le sens dans lequel ils se produisent, ont toujours sur l'affaire, et sur les titres qui la représentent, une fâcheuse répercussion.

Coefficient de sécurité. — En opérant les sondages comme je viens de l'indiquer, on peut, sans chances d'erreur, adopter, pour les chiffres à garantir et à inscrire sur les plans de sondage, *ceux-là même qui sont constatés par la pesée de l'or* réellement extrait des batées d'essai.

Deux éléments viennent en effet influer dans le même sens pour produire sur les résultats donnés par la batée une diminution d'environ 30 0/0 sur la teneur réelle des alluvions prospectées par mon procédé.

1° *Foisonnement.* — J'ai dit que je mesurais dans un double litre la totalité des terres aurifères extraites d'un trou de sondage avant de la laver, de manière à permettre la mise au mille. En opérant ainsi, on mesure une alluvion foisonnée, qui, quelque soin qu'on prenne pour la comprimer sérieusement, occupe toujours un volume supérieur de 10 0/0 au moins à celui qu'elle avait au sein de

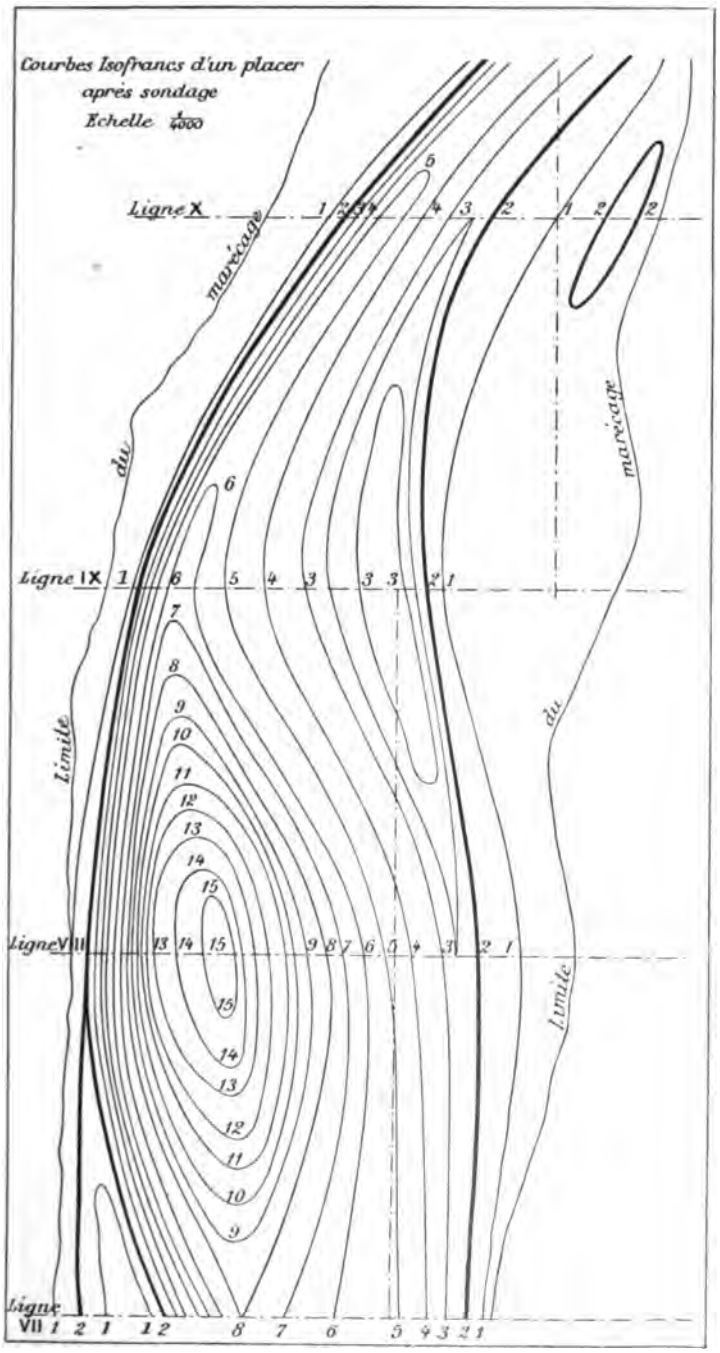


Fig. 57. — Courbes isofrancs d'un placer.

la terre. La teneur trouvée étant calculée sur le volume foisonné, se trouve par conséquent diminuée dans la même proportion de 10 0/0 par rapport à la teneur réelle des alluvions en place, non foisonnées, dont on opère le cubage.

2° *Pertes d'or dans le cubage.* — Pendant la descente de la sonde il y a toujours perte d'or par suite des secousses inévitables de l'appareil en cours de travail et de la tendance irrésistible du métal précieux, lorsqu'on le remue sous l'eau avec des matières terreuses, à gagner immédiatement le fond.

Pour me rendre compte de l'importance de ce déchet, je me suis livré à un grand nombre d'expériences comparatives en faisant, concurremment avec le trou de sonde, un trou de prospection ordinaire consistant dans une fosse de 2 mètres de long et 1 mètre de large, allant de la surface du sol au bed-rock, avec enlèvement de l'alluvion aurifère à la pelle et lavage à la batée de la totalité du cube extrait.

La différence varie entre 20 et 30 0/0 au détriment de la teneur reconnue par les sondes à tiges. Elle est plus forte lorsque l'or est gros et confiné sur les derniers centimètres du bed-rock que lorsque le métal précieux est réparti uniformément en grains fins dans toute l'épaisseur de la couche. Cette circonstance est favorable à l'appréciation donnée par les sondes à tiges, attendu que, dans les alluvions à or poché, il convient d'adopter un coefficient de sécurité supérieur à celui que nécessitent les alluvions à enrichissement régulier.

CHAPITRE III

MÉTHODES D'EXPLOITATION DES ALLUVIONS AURIFÈRES

Je rappelle que nous avons divisé les méthodes d'exploitation des alluvions aurifères en deux classes, à savoir :

Première classe : L'alluvion est traitée sur place *dans un lavoir mobile* et les résidus stériles sont rendus aussitôt à la fouille :

a) Chantier à bras avec sluices mobiles;
b) Dragues à or;
c) Excavateurs avec renvoi des stériles dans la fouille;
d) Appareils mécaniques : laveurs Bazin, François, etc.

Deuxième classe : *Le lavoir est fixe*, les alluvions y sont apportées et les stériles évacués par moyens divers :

a) Méthode sibérienne;
b) Méthode hydraulique;
c) Exploitation souterraine des graviers cimentés;
d) Exploitation des alluvions gelées.

PREMIÈRE CLASSE

LAVOIRS MOBILES

a. — CHANTIER A BRAS AVEC LAVOIR MOBILE

Sluice portatif. — Le principe de la méthode consiste dans l'emploi d'un sluice portatif alimenté par une retenue d'eau faite

en amont du chantier. Ce sluice est placé dans le chantier même d'abatage et se déplace d'aval en amont en même temps que le front de taille.

L'appareil est uniformément composé d'un nombre variable de boîtes : *boxes* en anglais, *dalles* en français créole, pour employer l'expression consacrée par les placériens guyanais. Ces dalles sont légèrement rétrécies à l'une de leurs extrémités, de manière à pouvoir s'emboîter les unes dans les autres. Leur longueur constante est de $3^m,60$ (12 pieds), et leur largeur moyenne est de $0^m,30$ environ, avec des faces latérales ayant aussi $0^m,25$ à $0^m,30$ de hauteur. L'ensemble est supporté par des piquets, plantés à même dans le bedrock.

La pente peut être réglée aisément au moyen de crochets de suspension en fer, de forme spéciale, fixés sur les piquets au moyen d'encoches. L'ensemble, tel qu'il est représenté à la figure 58, est, comme on le voit, extrêmement simple et portatif. La planche de fond est toujours sciée d'une seule pièce, et elle est recouverte d'un double fond dont le détail sera donné plus loin. Les dalles sont emboîtées les unes dans les autres au droit des supports successifs et leurs joints sont rendus étanches par une garniture d'argile.

Longueur des sluices. — Le nombre de ces éléments varie naturellement suivant la nature de l'alluvion à désagréger; mais il est, comme on le comprend, toujours limité par le mode même d'installation que je viens de décrire. On comprend en effet que la tête du sluice ne peut pas dépasser la hauteur du canal d'amenée par lequel arrive l'eau destinée au lavage, préalablement captée au moyen du barrage fait en amont; et d'ailleurs, en surélevant cette partie du sluice, on rend d'autant plus difficile aux ouvriers le jet dans l'appareil, de l'alluvion qu'ils exploitent au moyen de leurs pelles.

D'autre part, l'extrémité inférieure du sluice ne doit pas être trop près du sol, si on veut conserver un bon écoulement au chantier et empêcher le « refoulement », suivant l'expression des placériens, c'est-à-dire l'envasement, le colmatage du canal de fuite. C'est là le point faible de la méthode; aussi la plupart des chantiers guyanais sont-ils très mal partagés au point de vue de leur asséche-

ment. On verra en effet dans la description qui va suivre que le canal de fuite ne peut être maintenu en état que par un « débourrage » constant, qui finit par revenir fort cher.

Il résulte de ces considérations qu'un sluice guyanais dépasse rarement 12 boîtes, c'est-à-dire une longueur de 42 mètres environ. C'est même déjà là une longueur notablement supérieure à la moyenne qui est de 9 boîtes, soit environ 32 mètres.

Pente des sluices. — La pente moyenne du sluice varie entre 8 et 12 0/0, suivant la nature des matières à passer. On voit que, pour une pente moyenne de 10 0/0, une longueur de 32 mètres de sluice correspond à une différence totale de niveau entre la tête et la queue de l'appareil, de 3 mètres à 3^{m},20 au minimum. Il est vrai qu'il faut déduire de ce chiffre la pente du bed-rock lui-même, pente qui est généralement de 1 1/2 à 2 0/0, de sorte qu'en résumé la différence de niveau entre la tête du sluice et le bed-rock au droit du chantier d'abatage est, pour un sluice de 32 mètres, de 2^{m},50 au moins. C'est déjà une hauteur trop grande pour charger commodément ; aussi se contente-t-on dans ce cas d'établir le point de chargement à une certaine distance de la tête réelle du sluice et, dès lors, toute la partie de l'appareil située en amont du point de chargement ne rend absolument aucune espèce de service au point de vue du débourbage et du lavage.

Débourbage. — C'est certainement la partie du travail qui laisse le plus à désirer dans l'appareil guyanais. Voici, en effet, comment sont répartis les obstacles destinés à débourber l'alluvion et à arrêter l'or au passage.

Considérons, par exemple, un sluice de 9 dalles, tel qu'il est représenté en élévation et en plan à la figure 58, qui est la reproduction exacte d'un sluice considéré comme très bien installé sur un des placers que j'ai dirigés.

Le point de chargement se trouve au milieu de la deuxième dalle, de sorte que les matières n'ont, en réalité, à parcourir comme trajet utile que 7 dalles et demie, soit 26 mètres. Sur ce nombre 4 dalles et demie sont simplement garnies d'un double fond en planches pleines et unies, destiné simplement à empêcher que le frottement des cailloux sur le fond véritable ne vienne trop rapidement mettre

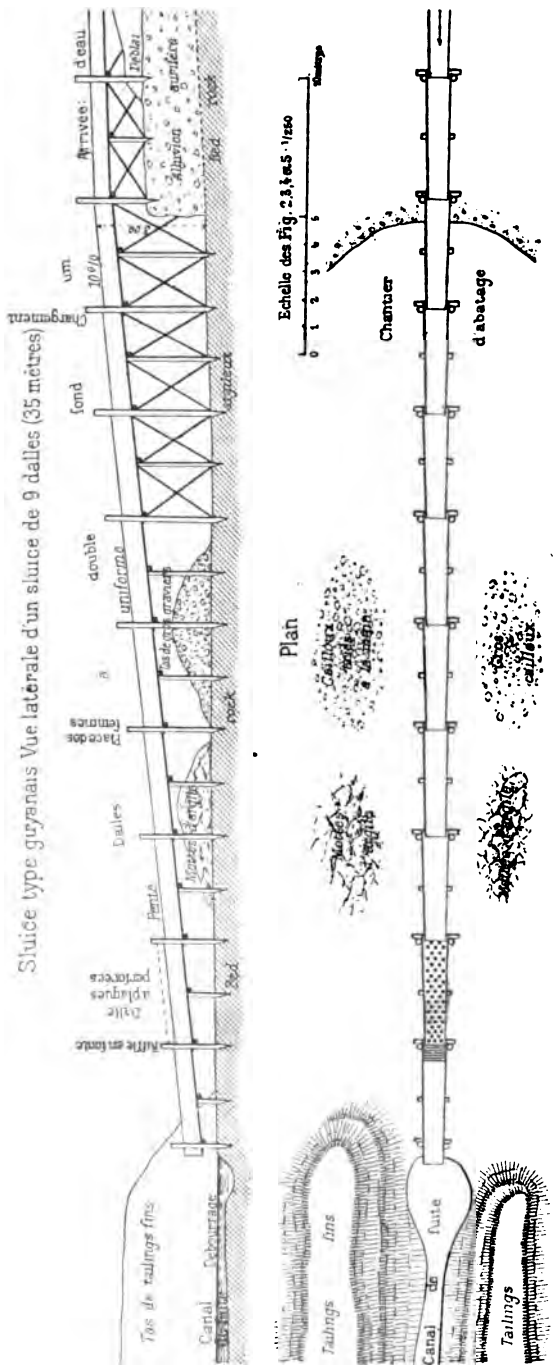

Sluice type guyanais Vue latérale d'un sluice de 9 dalles (35 mètres)
Tas de tailings fins
Canal
Débourrage
Raffle en fonte
Dalle à plaques perforées
Pente
Dalles
Place des femmes
double
uniforme
fond
Chargement
um
10 %
Arrivée d'eau
Plan
Echelle des Fig. 2,3,4 et 5 · 1/250
Chantier d'abatage
Tailings fins
Canal de fuite
Tailings

FIG. 58.

ce dernier hors d'usage. Ce double fond laisse entre les parois latérales et ses propres bords un vide formant rigole continue d'environ 2 centimètres de large. C'est dans cette rigole que se logent les grosses pépites. A l'extrémité des dalles garnies d'un double fond plein, s'en trouve une munie d'un double fond formé d'une plaque de fer ayant la même largeur que le sluice et percée de trous en quinconce, de 12 millimètres de diamètre, séparés par des intervalles de 25 millimètres. Cette feuille de tôle est maintenue par des tasseaux à une distance de 25 millimètres environ du fond du sluice.

Aussitôt après la dalle à plaques, et placé immédiatement au-dessous du ressaut formé par l'emboîtement de cette dalle avec la suivante, se trouve le riffle en fonte, dont le plan et la coupe sont donnés

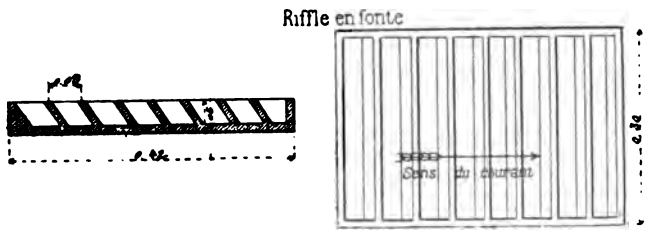


Fig. 59.

par la figure 59. Ce petit riffle sert à retenir, pendant la durée du travail et surtout au moment de la récolte, l'amalgame d'or resté dans l'appareil. Comme on le voit, cet engin est de dimensions très petites ; il serait immédiatement comblé par le sable et les cailloux, s'il n'était maintenu propre par une des deux femmes, occupées constamment à enlever du sluice les plus grosses pierres et les mottes d'argile non désagrégées entraînées par le courant.

Ces mottes sont mises à part pour être lavées à la fin de la journées, ainsi qu'il est expliqué plus loin.

Améliorations à introduire. — On voit immédiatement les deux défauts capitaux de cet appareil : la désagrégation et le débourbage des parties argileuses ne peuvent pas s'effectuer vu l'absence de toute espèce de ressaut, riffle ou barrage quelconque entre le point de chargement et le riffle en fonte. D'autre part, la séparation des gros cailloux ne se faisant qu'à la main, au sein d'un courant rapide et boueux, est forcément incomplète ; il en résulte qu'il passe

beaucoup de gros graviers avec le sable et, dans ces conditions, la perte totale de l'or fin est à peu près inévitable. Il est d'ailleurs facile de remédier à ces deux défauts par des dispositifs très simples et peu coûteux qui sont les suivants :

1° *Améliorations du débourbage.* — Il faut remplacer, sur toute la longueur du sluice comprise entre le point de chargement et le riffle en fonte, le double fond en planches lisses actuel par une série de riffles en fer destinés à assurer la désagrégation des matières d'une façon éminemment plus efficace que le simple passage sur une planche unie.

2° *Séparation automatique des gros cailloux.* — A l'extrémité des dalles consacrées au débourbage, remplacer le riffle en fonte par un séparateur automatique formé d'une grille à double pente en forme de toit, dont les barreaux, distants de 10 à 15 millimètres, laisseront passer les matières fines contenant encore de l'or, en rejetant à droite et à gauche du sluice les cailloux d'une dimension supérieure. En disposant un petit plancher portatif en tôle ou en planches au-dessous de cet under-current, on donnera à l'ouvrier chargé de ce travail toute les facilités possibles pour rejeter à la pelle, derrière lui, en tas, les gros cailloux, séparés ainsi d'une manière absolument complète et automatique du restant de l'alluvion à traiter.

Au-dessous de cette grille, les matières s'écouleront dans la deuxième partie du sluice, dont la pente pourra, dès lors, être très notablement diminuée, puisqu'il n'y aura plus à entraîner que des matières uniformes et fines, et on utilisera l'action du mercure pour aider au sauvetage de l'or fin. Dans la partie comprise entre le point de chargement et l'under-current, l'emploi du mercure n'est pas nécessaire.

On reportera enfin le riffle en fonte tout à fait à l'extrémité du sluice, où son emploi aura surtout pour but, tout en retenant le mercure qui tendrait à s'échapper pendant le cours du lavage, de recueillir l'amalgame aurifère au moment du nettoyage journalier.

L'ensemble de ces modifications, très simples comme on le voit, très faciles à apporter et dont le coût est insignifiant, est représenté à la figure 60.

Emploi des riffles en bois. — J'ai fait, pendant mes séjours en Guyane, plusieurs applications de ce système ; n'ayant pas de

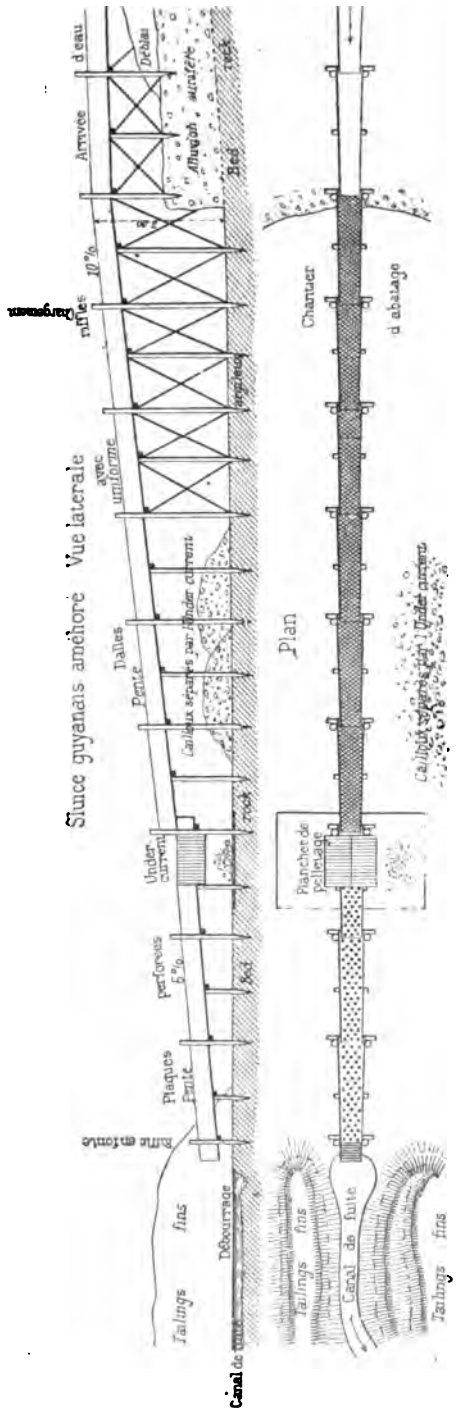

Sluice guyanais amèhoré Vue laterale
Arrivée d'eau
Débris
Alluvion aurifère
Bed rock
10 %
Chargement
riffles
avec uniforme
Dalles
Pente
Cailloux séparés par l'Under current
rock
Under current
perforées 5 %
Bed
Plaques
Pente
Riffle en fonte
Débourrage
Tailings fins
Canal de fuite
Plan
Chantier d'abatage
Plancher de pelletage
Cailloux séparés par l'Under current
Tailings fins
Canal de fuite
Tailings fins

Fig. 60.

riffles en fer sous la main, j'ai dû me borner, avec des résultats moins complets, mais cependant très appréciables déjà, à l'emploi des riffles en bois.

Les plus simples d'entre eux se fabriquent sur place en pratiquant, au moyen d'une scie, dans les planches lisses du double fond, une série de trous rectangulaires disposés en chicane (*fig.* 61), destinées à multiplier les ressauts favorables au débourbage. Les résultats sont bons, mais les angles vifs du bois s'émoussent rapidement, et de pareils riffles, surtout quand l'alluvion contient beaucoup de gros cailloux, n'ont qu'une durée très limitée.

Emploi des riffles à losanges en fer. — Je recommande comme très économique et particulièrement avantageux l'emploi

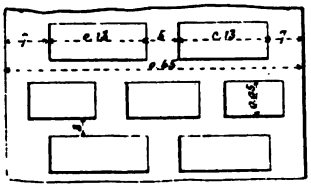


Fig. 61.

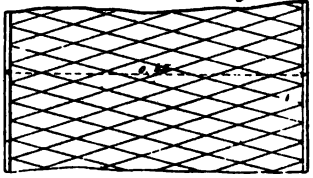


Fig. 62.

dans ce but des grillages à losanges, universellement répandus comme essuie-pieds à l'entrée des maisons (*fig.* 62) et dont l'efficacité sur les boules d'argile est d'autant plus grande que le fer mince dont sont formés ces losanges, coupe l'argile qui compose les pelotes roulantes et les délite dans un parcours très restreint. Ces grillages, une fois usés d'un côté, se retournent sur l'autre, et leur durée, avec une alluvion même chargée de cailloux, est de trois mois au moins.

La multiplicité de leurs alvéoles est très favorable au dépôt de l'or fin, et leur extrême légèreté rend très facile le nettoyage journalier.

Organisation du travail. — Le lavage des alluvions comporte deux séries de travaux :

1° Les travaux préparatoires, qui sont, en outre du déboisement dont nous avons déjà parlé, la construction d'un barrage en amont,

l'établissement d'un canal d'amenée d'eau partant du barrage et venant en tête du chantier, et enfin le décapelage, c'est-à-dire l'enlèvement des stériles qui recouvrent la couche aurifère ;

2° Les travaux d'exploitation proprement dits comprenant : l'abatage de l'alluvion, son lavage au sluice et l'évacuation des stériles.

Examinons rapidement la manière dont s'exécutent ces diverses opérations.

Exécution des travaux préparatoires. — *Construction des barrages.* — La construction des barrages, qui s'impose dans toutes les exploitations de « *shallow placers* », a toujours été regardée, à juste titre, comme une opération de la *plus grande importance* et sur laquelle *il n'y a pas à lésiner*. De la résistance du barrage aux coups d'eau qu'il aura à supporter par suite des inondations subites, dépend en effet l'existence même des exploitations situées en aval. Le barrage, une fois emporté, est généralement très difficile à réparer : les eaux, en l'affouillant, y creusent souvent une grande cavité, un abîme ; les exploitations en aval sont en tous cas suspendues pendant toute la durée de la réparation. Innombrables sont les cas où l'abandon de parties parfaitement payantes de placers n'a pas eu d'autres causes que la rupture d'un barrage mal fait.

Ces ouvrages s'exécutent toujours en terre et en bois. Le plus simple, quand la rivière ne dépasse pas 10 à 15 mètres de large, est de choisir un endroit où les berges sont nettement escarpées, de pratiquer sur chacune des rives deux rainures verticales distantes de 2 à 3 mètres (*fig.* 63) et de remplir ces rainures avec de gros troncs d'arbres superposés. Il ne reste plus qu'à combler ce batardeau improvisé avec de la glaise damée et de la défendre par un double piquetage de pieux jointifs battus en amont et en aval, contre les affouillements par le pied. On établit le trop-plein sur une des rives et, sur l'autre, se trouve la prise d'eau allant au chantier, prise d'eau qui sert aussi de trop plein pendant les inondations.

De pareils barrages, pourtant bien simples, ne sont pas les plus nombreux. Bien souvent on se contente de planter des piquets en travers du cours d'eau, de les réunir par une traverse longitudinale et d'appuyer sur cette dernière une série de rondins jointifs inclinés

de l'amont vers l'aval. On garnit ce lit de rondins de larges feuilles et on dame dessus une bonne épaisseur de terre pour le rendre étanche (*fig.* 64). Les ouvriers guyanais, habiles à ce travail, exécutent un barrage semblable en quelques journées.

Du canal d'amenée. — Ce dernier n'est jamais très long. A moins qu'il ne s'agisse de desservir des chantiers à flanc de coteau, lavant des terres de montagne, ou de distribuer l'eau de la crique principale dans les criques latérales qui en manquent, les barrages ne

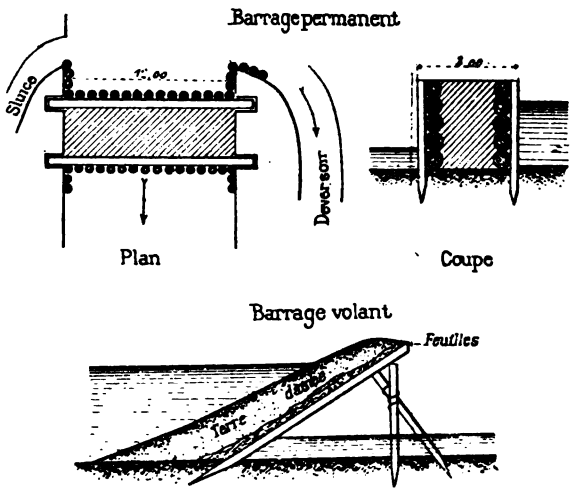


Fig. 63.

s'exécutent guère à plus de 200 ou 300 mètres en amont du chantier pour l'exploitation duquel ils sont créés.

Le canal d'amenée a des dimensions tout à fait médiocres : $0^m,50$ au plafond est déjà considéré comme une mesure respectable. Comme le canal est généralement entaillé à flanc de coteau dans la glaise jaune du déblai, on l'exécute au moyen de la pelle à vase (*fig.* 49), qui permet de couper verticalement les parois.

La pente de ces canaux n'est nullement ménagée. On l'exécute au coup d'œil, de façon à arriver au-dessus du niveau du sluice dans le chantier. Naturellement, le canal est prolongé au-delà de ce dernier, de façon que, lorsqu'on suspend le travail, l'eau de la crique aille se rendre dans le canal de fuite au-delà de la limite des travaux et n'inonde pas ces derniers.

La communication entre le canal d'amenée et la tête du sluice s'opère au moyen de dalles qu'on déplace au fur et à mesure des besoins.

Barrages sibériens. — Les travaux d'aménagement des eaux prennent une importance spéciale et méritent une description particulière lorsque le lavage se fait en dehors du cours de la rivière ou de son voisinage immédiat, comme c'est le cas des vallées sibériennes.

Fig. 64. — Barrage en forêt vierge.

La figure 65 donne une des dispositions employées à cet effet en Sibérie.

Dans cet exemple, il y a deux aires d'alluvions à exploiter, A et B, alimentant respectivement les ateliers de lavage M et N.

En amont de la première, on installe un barrage transversal *a*, *a*, exécuté en creusant une fouille dont la largeur est de 2 *sagènes* (4^{m},25) et la profondeur suffisante pour atteindre le terrain imperméable (roche solide ou couche argileuse de l'alluvion). Dans cette fouille et sur chacune des parois opposées, on élève une double charpente qui repose sur de la mousse et qui atteint une hauteur de 6 *archines* (4^{m},30) au-dessus de la surface du sol. On dame de l'argile entre les deux parois de la charpente et on revêt d'un remblai en terre la paroi dirigée vers l'amont.

On ménage dans cette digue deux orifices, *b* et *c*; du premier part une conduite, en planches, *g*, aboutissant à la machine, M;

le second est l'orifice d'un canal de décharge, *e*, également en planches, amenant les eaux en aval des exploitations.

Lorsque le deuxième lavoir, N, est en marche, cette eau sert à son alimentation. Dans ce cas, on installe un deuxième barrage, *d*, de moindres dimensions, sur le trajet de ce canal, et l'on conduit l'eau sur la machine, N, à l'aide d'un nouveau canal, *f*.

Enfin les rigoles d'asséchement, *r*, *r*[1], partent des deux excavations A et B, et assèchent ces dernières, en même temps qu'elles reçoivent les eaux des appareils M et N, et les conduisent au canal de décharge général.

Détournement des rivières. — Dans les placers de la Californie et

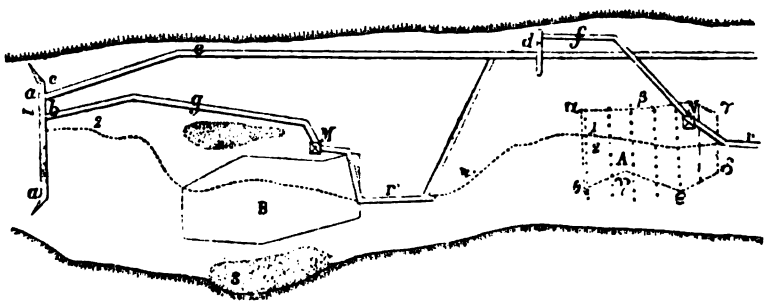


Fig. 65. — Barrage sibérien.

de la Colombie anglaise, appelés *rivers-claims*, la méthode d'asséchement consiste quelquefois à détourner le cours entier de la rivière au moyen de barrages et de larges canaux de dérivation (*flumes*); on débarrasse ensuite le lit primitif des eaux d'infiltration fournies par les fuites des barrages et par les petits courants latéraux qui affluent dans l'alluvion même, au moyen de roues flottantes actionnant des pompes et mues elles-mêmes par le courant des *flumes* (*fig.* 66).

Cette méthode est surtout applicable aux cours d'eau dont la largeur n'excède pas 15 à 20 mètres et qui n'ont qu'un faible débit. Elle exige un approvisionnement de bois abondant et à bon marché.

Pour y installer le barrage, on commence par enfoncer en travers de la rivière, à quelques pieds de distance les uns des autres, de forts pieux reliés par des traverses et des solives. On bat ensuite, sur l'un des côtés de la rivière, deux rangées de pieux parallèles, destinés à servir de support à un canal de dérivation en bois,

d'une capacité proportionnée au débit du cours d'eau. Ce canal doit avoir une assez grande longueur pour permettre d'obtenir un champ d'exploitation suffisant dans le lit asséché; on lui donne rarement moins de 800 mètres.

La figure 67, se rapportant à une exploitation en Californie, fournit une représentation de ce genre de travail, avec une roue flottante

Fig. 66. — Exploitation d'un « paddock ».

actionnant une pompe californienne. Le *sluice*, qui sert à travailler le gravier asséché, y est également figuré.

Les bords de la rivière ou de la crique doivent être suffisamment escarpés à l'endroit du barrage pour ne pas permettre à l'eau de s'échapper latéralement. Lorsque cette condition n'est pas réalisée, on doit endiguer le cours d'eau sur une certaine longueur au-dessus du barrage.

Cette méthode est toujours sujette aux risques des inondations, qui peuvent emporter le barrage et souvent même le canal de dérivation.

On a néanmoins quelquefois tenté de l'appliquer sur une plus

large échelle. Un exemple célèbre est celui du travail entrepris sur la *Feather River* dans *Butte-County Californie*, où deux grands barrages et un vaste *flume* furent construits d'après les principes énoncés ci-dessus.

En quarante-deux jours, le tiers du gravier asséché fut lavé au sluice, en donnant une production d'or de 3.500.000 francs ; malheureusement une inondation subite vint détruire tous les travaux.

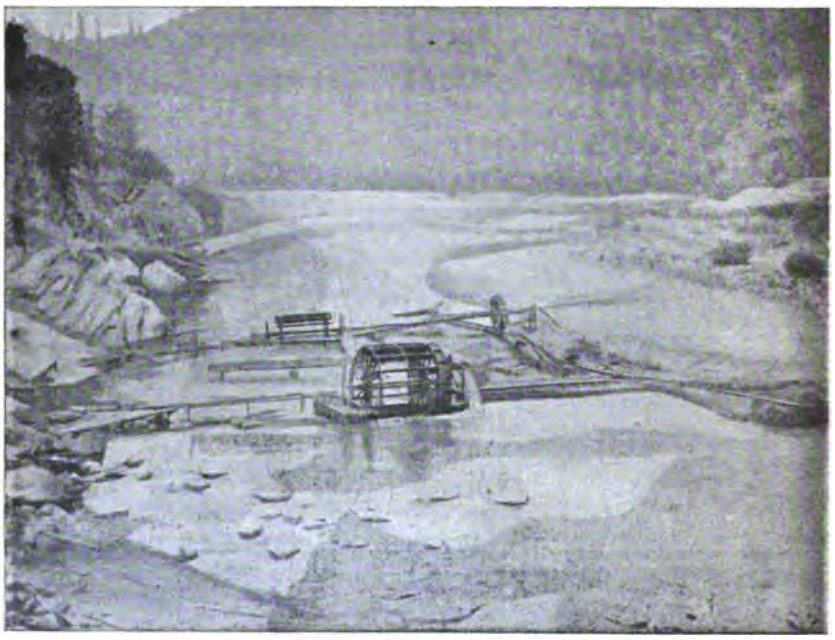


Fig. 67. — Asséchement d'une portion du lit d'une rivière en Californie.

Les figures 68 et 127 donnent une idée de l'importance des travaux effectués sur cette rivière, ainsi que de la méthode de construction du barrage, en pierres et bois, colmaté par les eaux boueuses de la rivière elle-même.

En résumé, le travail en rivière est, comme on le voit, fort aventureux, et ses chances de succès ne sont sérieuses que lorsqu'on l'effectue dans la saison sèche et sur des cours d'eau de peu d'importance.

Mentionnons, en terminant, le cas où des rivières aurifères forment des *boucles* importantes, susceptibles d'être coupées par des barrages destinés à détourner complètement leurs eaux, et à les

Fig. 68. — Barrage sur la Feather River.

déverser en aval de la boucle désormais complètement asséchée. Je pourrais citer quelques localités situées dans les régions équatoriales, où ce travail de creusement ne serait pas en disproportion avec la masse de gravier qu'il rendrait disponible. On ne doit cependant entreprendre ces dérivations que sur des rivières n'ayant pas un régime de crues trop important car, pour ces travaux en rivière plus que pour tous autres, la destruction du barrage de tête est funeste au sort des chantiers, que l'irruption des eaux bouleverse de fond en comble.

Du décapelage. — En principe, l'opération du décapelage doit être entièrement distincte du lavage proprement dit; elle doit s'exécuter au moyen d'une ou plusieurs équipes spéciales et être toujours en avance sur le chantier d'abatage, de façon que ce dernier ait constamment devant lui place nette.

Malheureusement, en Guyane, il ne peut pas en être ainsi à cause du principe même de la méthode qui interdit tout transport de terre par d'autres moyens que le simple jet à la pelle. Il est évident, en effet, qu'un véritable chantier de décapelage exige l'emploi de moyens de terrassement, pour porter les terres stériles en dehors de l'emprise future du chantier d'exploitation. Je n'ai jamais vu appliquer en Guyane ce moyen rationnel de préparation du chantier. On préfère mélanger pour ainsi dire les deux opérations, si distinctes pourtant, du décapelage et du lavage, pour jouir de l'avantage, à mon avis tout à fait secondaire, de pouvoir rejeter dans l'excavation produite par un premier coup de sluice les déblais du coup de sluice immédiatement voisin.

Il est évident qu'on ne peut avoir ainsi qu'une exploitation discontinue, puisqu'il faut, pendant tout le temps qui s'écoule entre le moment où le coup de sluice est terminé et celui où on reprend la tranche voisine, arrêter le chantier d'exploitation et mettre tout son monde à décapeler le chantier voisin en jetant le déblai dans l'excavation primitive.

Il y a plus encore : si cette méthode d'opérer par tranches successives parallèles à la direction de la vallée débutait par un chantier placé à la limite du champ d'exploitation, soit à droite, soit à gauche de l'emprise future, il n'y aurait pas de fausse manœuvre proprement dite au point de vue du terrassement, mais seulement discontinuité des chantiers, comme je viens de l'expli-

quer. En effet, en suivant l'ordre que j'indique, le déblai du premier chantier serait jeté à la pelle sur le terrain stérile en dehors de l'emprise exploitable et ne serait plus remanié, le déblai de la deuxième tranche passerait dans le vide laissé par le premier chantier et n'y serait plus retouché, et ainsi de suite.

En pratique, ce n'est pas ainsi qu'on agit; comme on est toujours pressé de faire de l'or, le premier coup de sluice, celui qui pénètre dans la partie vierge, est invariablement donné dans la veine, c'est-à-dire en général dans la partie centrale de l'emprise. On décapèle alors en jetant le déblai à droite et à gauche sur le terrain aurifère et on accumule par dessus les résidus du lavage de ce premier coup de sluice. Dès lors, pour reprendre les coups latéraux, il faut commencer par rejeter dans l'excavation laissée par le premier : 1° les tailings; 2° le déblai du premier coup; 3° le déblai de la tranche voisine.

En un mot on manie deux fois la totalité du cube excavé dans le premier coup. On voit à quelles fausses manœuvres et à quels frais on est amené par suite du manque de méthode dans l'organisation des travaux.

Pour en donner une idée, je donne ci-après, pour un certain nombre de placers situés en Guyane française, une copie de leurs livres de journées indiquant la proportion des jours d'arrêt de l'exploitation, dus à la nécessité d'opérer le décapelage.

Dans cette colonie, on n'observe pas la division, si utile cependant, entre les équipes de décapelage et celles qui s'occupent de l'exploitation proprement dite des sables aurifères. Il en résulte une perte de rendement utile variant entre 27 et 42 0/0.

C'est ce qui explique le fait, paradoxal au premier abord, de la reprise avec bénéfices, à deux et même à trois époques successives, des alluvions guyanaises ainsi travaillées. On recherche alors les « murs » c'est-à-dire les parties d'alluvions, enterrées lors du premier lavage, sous le déblai et sous le stérile de l'opération. Ces portions d'alluvions, encore totalement vierges, donnent généralement lieu à des surprises favorables.

TEMPS CONSACRÉ AU DÉCAPELAGE ET AU TRANSFERT DU SLUICE

DATES — Mars 1879	PLACER SAINT-ELIE			DATES — Décembre 1891	PLACER DÉLICES		
	Crique Jérémie N° 1	Crique Jérémie N° 2	Crique Salles		Chantier N° 4	Chantier N° 5	Chantier N° 6
1	1,000	»	0,705	1	Déblai	Déblai	Déblai
2 D	»	»	»	2	0,245	0,077	—
3	Déblai	0,358	242	3	429	90	0,066
4	800	Déblai	Déblai	4	377	91	112
5	585	—	—	5	260	75	70
6	325	—	300	6 D	»	»	»
7	228	298	352	7	Déblai	70	45
8	1,000	337	308	8	—	40	Déblai
9 D	»	»	»	9	206	Déblai	55
10	590	Déblai	68	10	105	135	47
11	Déblai	—	Installat.	11	255	139	40
12	—	0,261	79	12	118	108	50
13	—	251	225	13 D	»	»	»
14	Installat.	250	63	14	79	137	trav. prép.
15	1,315	Déblai	369	15	134	Déblai	—
16 D	»	—	»	16	Déblai	—	—
17	648	Déblai	182	17	208	29	—
18	Déblai	450	Déblai	18	234	15	—
19	Installat.	260	Installat.	19	65	Déblai	Déblai
20	880	190	170	20 D	»	»	»
21	321	Déblai	158	21	Déblai	Déblai	22
22	363	—	185	22	90	66	115
23 D	»	»	»	23	90	62	80
24	Déblai	500	Déblai	24	Déblai	47	80
25	424	340	Installat.	25	Noël	Noël	Noël
26	539	390	160	26	75	Déblai	Déblai
27	240	255	264	27 D	»	»	»
28	Déblai	495	170	28	82	Déblai	Déblai
29	Installat.	Installat.	Installat.	29	Déblai	15	85
30 D	»	»	»	30	89	27	105
31	530	554	325	31	129	Prospect.	142

RÉSUMÉ

Jours de travail	26	26	26	26	26	26
Dimanches et fêtes	5	5	5	5	5	5
Jours de chômage pour décapelage	10	10	8	7	9	11
Perte de temps due au décapelage	38 0/0	38 0/0	31 0/0	27 0/0	34 0/0	42 0/0

Après cette revue rapide des travaux préparatoires, passons à l'examen des chantiers d'exploitation proprement dite.

Organisation d'un chantier de lavage. — Le chantier de

lavage normal comporte un nombre d'hommes qui varie entre 12 au minimum et 15 au maximum, suivant qu'on emploie 2 ou 3 piocheurs, car c'est du nombre de ces derniers que dépend essentiellement la composition du chantier. Chaque piocheur en effet nécessite 2 pelleteurs, 3 même parfois, lorsque la nature du sol le permet, de sorte qu'en général à 2 piocheurs correspondent 4 pelleteurs. Les pelleteurs jettent, à la pelle, l'alluvion désagrégée par la pioche dans le sluice. Les matières tombent dans le courant d'eau aux pieds d'un ouvrier perché sur l'appareil qui triture constamment au moyen d'une râclette les pelletées de terre qui lui

Fig. 69. — Un sluice guyanais.

arrivent. Il commence ainsi le débourbage et assure la mise en route des pierres de l'alluvion.

Il y a, en outre, sur le parcours du sluice, deux ou trois femmes qui ont pour mission d'arrêter au passage les grosses pierres, de les rejeter derrière elles en tas et d'arrêter aussi les mottes d'argile trop grosses pour pouvoir être désagrégées dans le courant. Ces mottes sont mises, par elles, à part. Ces femmes sont aussi chargées d'entretenir en bon état la riffle en fonte.

Enfin, à la queue du sluice, un ou deux hommes, nommés débourreurs, prennent constamment au fond du canal de fuite le sable que dépose le courant à la sortie du sluice et le lancent à jets de pelle à droite et à gauche, formant ainsi deux sortes de digues entre lesquelles coule le canal qui assure l'asséchement du chantier (*fig.* 69).

Un chef de chantier surveille l'ensemble de ses opérations ; c'est lui notamment qui est chargé d'essayer constamment à la batée les diverses parties du front de taille, pour se rendre compte de la direction que suit la veine de richesse maxima.

Il prend aussi de temps à autre une prise d'essai dans les sables sortant du sluice pour vérifier si l'appareil donne de la perte au lavage. C'est enfin lui qui donne le signal du commencement et de la fin du travail. Au-dessus de lui se trouve le chef de l'établissement dont dépend le placer, qui, lui, n'est pas astreint à la présence continue sur le chantier, d'autant plus qu'il en a généralement plusieurs à surveiller à la fois.

En résumé, la répartition du personnel desservant un chantier comportant un seul sluice est le suivant :

Piocheurs	2 hommes
Chargeurs à la pelle	4 —
Débourbeur	1 —
Enlèvement des grosses pierres	1 femme
Entretien du riffle	1 —
Débourrage	2 hommes
Surveillance	1 —
TOTAL	12

Emploi du mercure. — On verse dans le sluice, au début du travail, environ 2 kilogrammes de mercure en plusieurs fois. Il est réparti sur toute la longueur du sluice, de sorte que tout l'or, même le plus gros, est soumis à son action.

Récolte de l'or. — La récolte de l'or ou, pour employer l'expression locale, la *levée de la production* (le *Clean-up* des Anglais) s'opère tous les jours à quatre heures. Cette opération ne présente aucune particularité remarquable et s'effectue en nettoyant, d'amont en aval, les diverses parties du sluice. Le seul fait à signaler, c'est qu'avant de recueillir l'amalgame, on passe dans le sluice toutes les pelotes d'argile que les femmes ont recueillies dans la journée. Ces pelotes, qui proviennent des premiers centimètres entaillés dans le bed-rock glaiseux, ont généralement une excellente teneur ; d'autant plus qu'en roulant dans le sluice, elles happent au passage beaucoup d'or resté sur le double fond qui garnit la tête de l'appareil. Le triage de ces pelotes au moment de leur rapide passage au sein

d'un courant bourbeux, devant les deux femmes censées occupées à ce travail (*fig.* 70), est naturellement très imparfait, et c'est en grande partie à ce fait qu'on doit attribuer la teneur élevée des tailings laissés en Guyane par le premier lavage. Fréquents sont les cas où le deuxième traitement rend autant que le premier.

Les pelotes à désagréger sont portées à la tête du sluice; la venue

Fig. 70. — La levée de la production (débourbage des pelotes d'argile).

d'eau est un peu diminuée, et l'ouvrier débourbeur les délite dans le courant d'eau, pendant que les femmes placées en aval achèvent le travail à la main.

L'opération une fois finie, on procède à la récolte de l'amalgame en enlevant les riffles successifs par ordre descendant tout en maintenant dans l'appareil un léger courant d'eau claire.

Le sluice est ensuite brossé et finalement, après enlèvement des plaques perforées, sous lesquelles s'est réuni l'amalgame, on concentre définitivement ce dernier dans les riffles en fonte. Leur con-

tenu est versé dans une batée; le mercure est séparé des cailloux restants et passé enfin dans un morceau de toile à voile à grain serré, qui retient l'amalgame et laisse échapper le mercure, qu'on recueille dans une bouteille pour l'opération suivante. L'amalgame, fortement pressé et secoué à la main, est évaporé à la poêle, en perdant le mercure.

Conduite du chantier. — On a vu plus haut qu'indépendamment du travail de lavage proprement dit le chef de chantier doit constamment étudier son front de taille pour diriger l'abatage suivant la ligne d'enrichissement maximum. Il règne en effet une incertitude complète sur l'allure de la richesse dans une alluvion en cours d'exploitation. Les trous de prospection ne sont, on peut le dire, presque jamais exécutés suivant un tracé méthodique, ni alignés à des distances régulières suivant une série de lignes parallèles, perpendiculaires au sens général de la vallée. C'est pourtant le seul moyen rationnel de se rendre compte de l'allure de la richesse et d'éviter, lorsque le gisement se présente par poches, — ce qui est un cas fréquent, surtout à l'approche des têtes à criques, — de passer sans les exploiter à proximité d'enrichissements isolés.

En résumé, les exploitations de ce genre sont conduites, comme on dit vulgairement, « au petit bonheur », et il arrive fréquemment qu'on arrête un chantier parce qu'il est resté plusieurs jours de suite avec un rendement insuffisant, alors qu'à quelques mètres plus loin à peine on allait entrer de nouveau dans une autre zone payante.

Asséchement des excavations. — Il est à peine nécessaire de faire remarquer que tout l'outillage si varié des engins d'épuisement (pompes aspirantes et foulantes, pompes rotatives, norias, pulsomètres, etc.) peut être utilisé pour l'asséchement des excavations. Mais il ne faut pas oublier que le lavage des graviers aurifères précède, en général, le développement de l'industrie proprement dite dans les régions où il peut s'effectuer avec fruit; aussi est-il d'ordinaire plus rationnel d'avoir recours à des engins moins perfectionnés, il est vrai, mais susceptibles d'être construits sur place par les laveurs d'or eux-mêmes et avec les matériaux qu'ils trouvent sous la main.

C'est ainsi qu'au Klondyke où tous les ouvriers savent travailler le bois on a fréquemment recours à la *pompe* dite *californienne*, qui elle-même n'est qu'une variété de la *pompe chinoise* (*fig.* 71).

Cette pompe consiste essentiellement en une série de palettes en bois, fixées normalement à une courroie sans fin; le brin inférieur de cette courroie se meut dans une conduite inclinée, également en bois, dont l'une des extrémités plonge dans la fosse à assécher,

FIG. 71. — Au Klondyke : une pompe chinoise.

tandis que l'extrémité supérieure décharge l'eau hors de la fosse. Les palettes et le caisson agissent ainsi à la façon d'une *noria*, et le tambour supérieur, sur lequel passe la courroie, est mû, soit à la main, soit à l'aide d'un moteur hydraulique ou à vapeur.

Dans la *pompe chinoise*, la courroie est remplacée par de petites plaquettes en bois assemblées à charnière.

Dans le même ordre d'idées, on peut signaler l'emploi de *siphons*, formés de tuyaux en tôle atteignant souvent de grandes dimensions. Raymond cite un siphon de 300 mètres de long et de 10 centimètres de diamètre, employé en Californie, qui a permis d'assécher une excavation de $5^m,50$ de profondeur, l'eau s'écoulant sous une charge de 7 mètres.

Chantier chinois. — Les Chinois, Coréens et, en général, tous les orpailleurs de race jaune ou mongole travaillent par la méthode dite du « *tail race* », c'est-à-dire en maintenant un écoulement souterrain à travers les tailings qu'ils accumulent derrière eux, en enterrant leur écoulement, constitué soit par un caniveau en pierres sèches, soit par un canal ou même par une galerie en bois ou en planches.

Voici, par exemple, la description d'un chantier que j'ai visité en Corée, au Sud-Ouest de Vladivostok, sur le versant méridional de la crête séparatrice, formant la frontière russe.

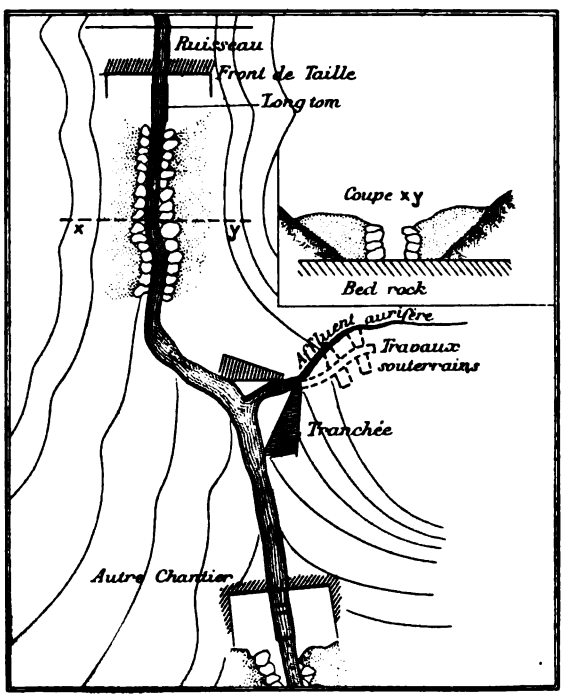


Fig. 72. — Chantier chinois (environs de Vladivostok).

Il y a beaucoup de travaux chinois sur le versant en question. Ces travaux sont de deux sortes : en terrain incliné, en terrain horizontal.

Travaux sur pente. — C'est la méthode dite du *tail race* que les Chinois et Coréens ont employé ici avec beaucoup d'habileté. Voici comment ils l'appliquent : un artiel (chantier) de 6 à 12 membres vient se loger sur place dans la vallée aurifère, y construit une baraque et commence à attaquer l'alluvion dans le lit même du cours d'eau. Plusieurs artiels s'étagent ainsi de 100 en 100 mètres, ce qui rend tout travail de dérivation impossible en amont. L'eau est d'ailleurs utilisée pour faire un premier débourbage sur place à la pelle. Les gros cailloux servent à faire des parements en pierres sèches derrière lesquels on loge les déblais après lavage, et le chantier progresse ainsi au fur et à mesure que le travail avance.

L'appareil employé est un « long-tom » de 0m,40 de large et de 2 mètres de longueur. L'eau sortant du long-tom est évacuée par le canal réservé entre les murs de pierres sèches et descend au chantier en aval (*fig.* 72).

On ne peut enlever ainsi qu'une portion de l'or, tout l'or fin et même moyen reste dans les déblais. Seules les têtes d'alluvions aurifères peuvent être ainsi traitées. Sont perdus aussi tous les sables aurifères qui ne se trouvent pas dans le lit de la rivière actuelle. C'est justement le cas dans le placer que j'ai visité en deuxième lieu, dont la zone riche se trouve actuellement de 30 à 40 mètres du lit moderne.

Dans ce cas, les Coréens ont eu recours à des travaux souterrains, grossiers, il est vrai, mais néanmoins remarquables pour des gens aussi dénués de moyens que ces ouvriers-là. Ces travaux demandaient un fort boisage dont on voit encore les restes et ne pouvaient être rémunérateurs que pour des teneurs supérieures à 1 zolotnik par 100 pouds.

En tout cas de pareils travaux sont loin d'avoir pu épuiser totalement les gîtes. Ils ne peuvent avoir d'importance que dans les parties hautes des placers qui sont généralement très resserrées. Tous ces déblais sont d'ailleurs à repasser dans des appareils mieux adaptés que le long-tom à la récolte de l'or fin.

Travaux en plaine. — En arrivant dans la plaine, les alluvions aurifères s'épanouissent en éventail et perdent leur pente. Voici comment les Chinois exploitent ce genre d'épanchements : c'est exactement la méthode employée à Minas Géraes (Brésil) jusqu'à la fin du siècle dernier. Il est curieux de voir l'identité des moyens adoptés dans des pays aussi éloignés, n'ayant aucun rapport direct l'un avec l'autre, et ce, à des époques aussi différentes.

C'est le procédé par *entonnoirs successifs* (« *yammys* » en russe), sur les bords desquels le stérile est remonté à bras ou sur la tête jusqu'à ce qu'on arrive à la couche aurifère, qu'on emporte pour en opérer le lavage. La vallée est criblée de travaux de ce genre, à travers lesquels circule la route, ce qui, entre parenthèses, se traduit par une série de montées et de descentes, désagréables en tarentasse (*fig.* 73).

Les entonnoirs ont en général 15 à 20 mètres de diamètre à la surface, 5 à 6 mètres de profondeur, de sorte que, même dans

les endroits où ces travaux sont presque jointifs, on n'a pas pu enlever plus du 1/4 ou du 1/5 de la couche aurifère.

Ces travaux, par leur nature même, sont impossibles à assécher, de sorte qu'ils ne sont guère praticables que pendant la saison sèche et sur les parties moyennement inclinées encore (2 à 2 1/2 0/0 par exemple) de l'alluvion, pouvant se drainer naturellement en été. En fait, ces entonnoirs, aux environs de la station de poste Tcherkasskaya, ne dépassent pas de beaucoup la route et sont surtout compris entre cette dernière et la montagne (*fig.* 74).

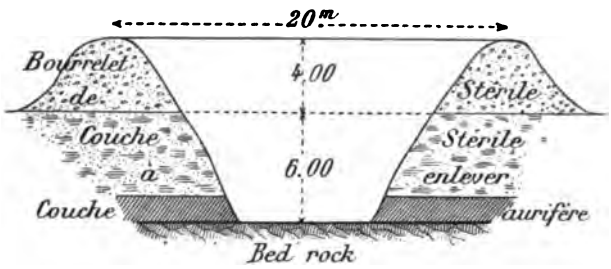


Fig. 73. — « Yammys ».

Placer Malaia-Zolotaya-Riéka. — Ce placer est situé à 1.500 mètres en amont de la Station Tcherkasskaya. Il a été travaillé par les Coréens jusqu'en mai 1895 par les procédés ci-dessus décrits. On les a expulsés au moment de la mobilisation, et ils ont été remplacés par des Russes. Ces derniers ont exécuté d'Août en Octobre de cette année-là, époque de ma visite, une série de *chourfs* (puits de recherches) disposés sur huit lignes parallèles. J'ai constaté une vingtaine de ces puits. La plupart des sondages effectués près de la rivière sont noyés et n'ont pas donné de résultat.

Indépendamment de ces recherches, il a été fait un puits de 10 mètres de profondeur sur le flanc gauche de la vallée. On a trouvé 6 mètres d'épaisseur de couche aurifère ayant une très bonne teneur. Les Coréens avaient commencé des travaux souterrains à proximité. Ces diverses indications démontrent que le lit aurifère est distant du lit actuel d'environ 40 mètres dans la direction du sud-est. C'est un point intéressant à noter parce que, si ce déplacement a persisté en aval, le placer est encore intact en majeure partie, les entonnoirs chinois étant tous groupés dans le voisinage du lit actuel.

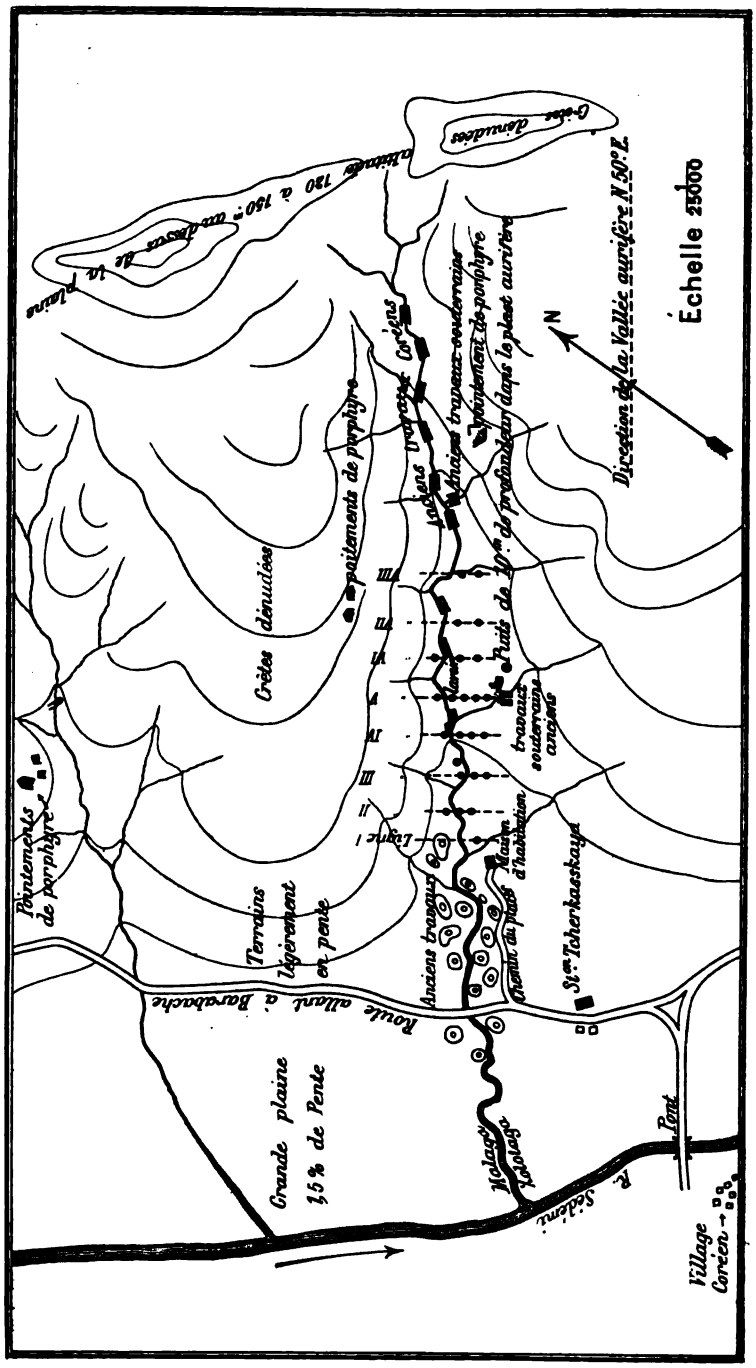


Fig. 74. — Prospection et cubage du placer Malaya-Zolotay-Raiéka.

Voici le tableau des teneurs déclarées par les exploitants, qui donne en même temps une idée de la manière dont sont tenus les carnets de recherches par la méthode sibérienne.

NUMÉROS des lignes	ÉPAISSEUR du stérile en tchetverts	TENEUR EN ZOLOTNIKS PAR 100 POUDS DE CHAQUE TCHEVERT DE LA COUCHE					PUISSANCE TOTALE de la couche	TENEUR MOYENNE en grammes par mètre cube
		1er	2e	3e	4e	5e		
	tchet. m.	zolotniks	zolotniks	zolotniks	zolotniks	zolotniks	tchet. m.	grammes
I	7	1	1	2	1	1 1/2	5 = 0,90	4,48
II	7 = 1,24	arrêté par l'eau						
III	1,24	3/4	34	1/2	1/2	3/4	5 0,90	1,55
IV	1,24	inondée						
V	1,24	1/2	1/2	3/4	1/2		4 0,71	2,48
VI	1,24	3/4	3/4	1/2	1		4 0,71	3,33
VII	1,24	1/2	1	3/4	inondé		3 0,54	3,77
VIII	1,24	pas d'échantillon						
		Moyenne.....					0,80	3,12

Mon examen sur place m'a permis de reconnaître, d'après les divers essais opérés sur les matières extraites des lignes III et V, que ces teneurs sont réelles, sauf vérification par des travaux plus complets.

L'épaisseur du stérile, sans être régulière autant que l'indique le tableau, ne dépasse 2 mètres en aucun point.

Enfin la largeur moyenne du lit exploitable tel que les travaux le démontrent, peut être estimée comme suit :

Partie amont, anciens travaux coréens.....	20 mètres.
— moyenne, reconnue par puits.....	60 —
— inférieure jusqu'à la route.....	120 —
Moyenne.....	65 mètres.

Cube disponible sur la longueur totale du placer : 2.500 mètres.

$$65 \times 2.500 \times 0,80 = 130.000 \text{ mètres cubes.}$$

Or contenu :

$$130.000 \times 3,12 = 405^{kg},600.$$

Valeur :

405,600 × 3 = 1.216.800 francs, à raison de 3 francs le gramme

Déduction faite de l'argent contenu (finesse de cet or : 0,910).

Méthodes sartes pour l'exploitation des sables aurifères en Boukharie Orientale. — Les travaux sont exécutés à ciel ouvert dans la plupart des cas; parfois cependant ils sont souterrains, lorsque la couche aurifère est recouverte par une trop forte épaisseur de stérile. Les pratiques que je vais décrire sont, comme je l'ai dit plus haut, le fruit de longues années ou, plus exactement, de siècles d'expérience accumulés. Aussi est-il impossible de faire admettre par les orpailleurs sartes, n'importe quelle amélioration : c'est un rite sacré.

I. — TRAVAUX A CIEL OUVERT

A. **Avec écoulement naturel à ciel ouvert.** — C'est le cas le plus facile et le plus communément répandu. Une alluvion *ab*

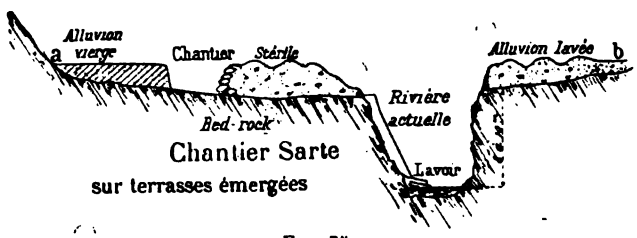


FIG. 75.

(*fig*. 75) se trouve déposée sur les berges d'une rivière dont le thalweg s'est creusé depuis l'époque du dépôt de l'or. L'asséchement est donc naturel et complet. Il suffit d'opérer par tranchées, en partant ou non du bord de la rivière, de séparer *grosso modo* les gros cailloux qu'on entasse derrière soi et de porter les sables au lavoir placé en contre-bas, au bord de l'eau. Parfois on fait une petite saignée à un affluent voisin pour amener l'eau jusqu'au chantier et économiser le transport à la rivière ; mais, en général, on descend les sables à traiter sur le bord de la rivière, où un camarade les lave avec le petit long-tom déjà décrit.

Les anciens lits aurifères suspendus, comme à Mazar-Sou, se travaillent de la même manière.

Les Sartes passent par jour et par lavoir environ 60 pouds (1.000 kilogrammes), soit un volume de 1/2 mètre cube environ.

Le chantier desservant un lavoir comporte, en général, trois

hommes et un gamin. Il faut que les hommes gagnent au moins 1 *tengui et demi* et le gamin 1 *tengui*[1] pour qu'ils se décident à entreprendre le travail d'une alluvion en place.

Cela fait comme limite d'exploitabilité $3 \times 1,5 + 1 = 5$ tenguis et demi par 60 pouds cubant environ 1/2 mètre cube, soit 11 teng. ou $1^{g},65$ par mètre cube, équivalant, en mesures métriques, à 4 *fr.* 50 *au mètre cube*, soit, approximativement, 1 *gramme et demi au mètre cube*. En mesures habituelles des placériens russes, cela représente environ 27 à 28 dolis pour 100 pouds (Voir, p. 71, le tableau de transformation des teneurs russes en chiffres métriques).

C'est là un grand minimum, car je n'ai guère trouvé moins de 30 à 40 dolis aux 100 pouds, soit environ 6 *francs au mètre cube*, comme estimation des nombreuses batées que j'ai lavées moi-même sur les chantiers sartes. Seulement il faut remarquer que les sables sur lesquels j'opérais étaient déjà :

1° Épierrés de toute pierre plus grosse que le poing, ci : 33 0/0 au moins de triage préalable, effectué dans le chantier même;

2° Ensuite, les Sartes ne manquent jamais, quand ils le peuvent, d'arroser abondamment, soit dans le chantier même, soit sur le carreau du lavoir, le front d'abatage, de manière à enlever ainsi le plus possible de boue et de cailloux fins.

Tout cela fait qu'une alluvion que je dose 30 à 40 dolis au lavoir n'en contient, en réalité, que 15 ou 20 en place, en tenant compte, comme on doit le faire, du volume total de l'alluvion.

Souvent même, pour leurs sables les plus pauvres, les Sartes font deux opérations :

1° Un débourbage dans une sorte de sluice, à pente ménagée, dans lequel ils pellettent l'alluvion pour la diluer et la débarrasser des grosses pierres ;

2° Les sables enrichis sont portés au lavoir à bras, garni de peaux de mouton ou de feutre en poil de chameau, autre excellent tissu pour arrêter l'or fin.

B. Avec écoulement à ciel ouvert, mais ménagé par les

1. Il ne circule, en Boukharie, que des monnaies d'argent, qui s'échangent, à bureau ouvert, contre la monnaie et le papier russes sur la base suivante : 1 tengui = 15 kopeks = 40 centimes de notre monnaie.

ouvriers eux-mêmes. — C'est le cas général pour ceux qui travaillent dans les lits des rivières, car les alluvions qui se trouvent dans le cas précédent commencent à se faire rares, ou, du moins, ont été déjà lavées et relavées par des générations successives se contentant de bénéfices décroissants.

Dans le lit des rivières, voici comment procèdent les Sartes. Ils n'opèrent ainsi, cela va sans dire, que dans les cours d'eau ayant au moins 4 à 5 0/0 de pente. C'est le cas ordinaire dans les vallées de Talbar, de Tabi-Dara, d'Obi-Sanghi-Khergow, etc.

La figure 76 indique la marche du travail. L'asséchement s'opère suivant αβ et, quand on considère le niveau de la rivière en δ, on

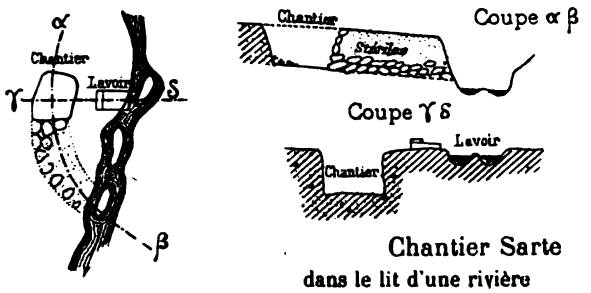


FIG. 76.

est tout étonné de voir le chantier à sec, bien que l'eau bouillonne à quelques mètres de là, *à un niveau évidemment plus élevé.*

Lorsque le travail est poursuivi sur une certaine longueur au delà de son point d'attaque, la dénivellation atteint *plusieurs mètres.*

Bien entendu les grosses pierres sont utilisées pour maintenir autant que possible l'écoulement bien ouvert et facile. Les Sartes travaillent de cette manière des sables à 15 ou 20 dolis, c'est-à-dire, comme je l'ai expliqué plus haut, à 40 dolis quand ils sont portés au lavoir. Ils débourbent beaucoup dans le chantier même, ayant constamment les pieds dans l'eau, car, dans cette méthode-là, on conçoit que le fond du chantier est toujours inondé, puisque c'est le niveau de l'eau qui guide, et il est facile d'hydrauliquer le front de taille avec des écuelles. Du reste, tous ces sables ou graviers provenant de la démolition des conglomérats sont à peine glaiseux et ils se délitent avec une facilité extrême. Il n'y a pas à s'occuper

du débourbage : cette opération n'existe pour ainsi dire pas. C'est là un avantage énorme quand on connaît les ennuis que causent les alluvions glaiseuses à diviser et à débourber d'une manière complète, avant de les envoyer dans les sluices. Les argiles ont une tendance déplorable à se mettre en boule dans les appareils et y occasionnent de fortes pertes d'or.

J'attribue la majeure partie des facilités qu'ont eues les Sartes à tirer parti de leurs alluvions à cette absence presque complète de glaise.

II. — Travaux souterrains

Ces travaux sont destinés à aller chercher les alluvions profondes *au-dessous du niveau actuel des eaux*, en asséchant le chantier au moyen d'un *canal souterrain* (*moura*), qui aboutit à la rivière et qui a, parfois, *plus de* 1 *kilomètre de longueur*.

C'est, étant donnés les moyens imparfaits de ces pauvres gens, l'œuvre de plusieurs générations qu'une pareille « moura ». Cela se lègue de père en fils et constitue une propriété reconnue par la loi et les coutumes.

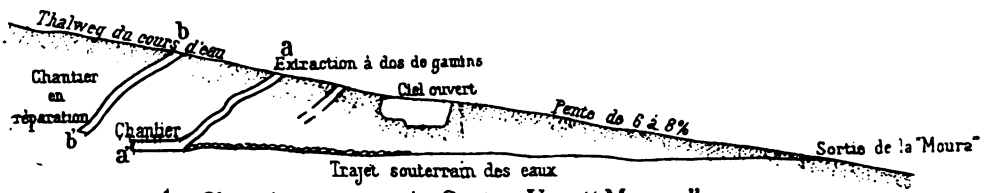
En principe, une moura se commence comme un chantier du type B que je viens de décrire ; seulement on construit avec plus de soin les piédroits, on couvre le canal d'écoulement avec des pierres plates pour éviter les éboulements et on conduit ainsi le travail à ciel ouvert jusqu'à ce que l'épaisseur des morts-terrains devienne trop grande. On la continue alors souterrainement, sous forme d'une étroite galerie de forme à peu près circulaire, car tous ces travaux s'opèrent sans aucun boisage. Quand l'air devient trop mauvais, on rejoint la moura par un boyau incliné partant du jour. Au son du marteau, les vieux mineurs décident sans se tromper le point où il faut attaquer pour aller recouper l'extrémité de la moura, en conservant une pente convenable pour l'extraction à dos de gamins.

Ces boyaux, *aa'*, *bb'* (*fig.* 77), ont jusqu'à 30 et 40 mètres de longueur.

Arrivé au niveau de la moura, on dépile le plus possible en la prolongeant vers l'amont. J'ai vu une moura terminée par une chambre de 3 mètres $\times$ 2 mètres, le tout sans soutènement. Inutile

de dire que, chaque année, il y a des morts d'hommes. Moi-même j'ai évité de séjourner longtemps dans ces dangereux travaux.

C'est par ces cheminées inclinées que les gamins dont j'ai parlé



Chantier souterrain Sarte : Une " Moura "

FIG. 77.

plus haut, munis de hottes contenant 10 à 12 kilogrammes, remontent l'alluvion au jour. Ce procédé barbare encore en usage il y a peu d'années dans les mines de soufre de Sicile est la cause de nombreuses déformations spinales visibles sur la photographie (*fig.* 78) chez ces malheureux enfants.

FIG. 78. — Gamins porteurs à l'entrée d'une « moura ».

Un boyau de 40 mètres de long avec 12 mètres de dénivellation occupera :

Deux ouvriers piqueurs alternant au front de taille, car il n'y a de place et d'air que pour un homme ;

Quatre gamins faisant chacun quarante voyages par jour ;

Un vieux mineur faisant le lavage au jour. C'est, en général, le patron de l'escouade.

Cube maximum excavé extrait et lavé par jour :

4 gamins × 40 × 12 kg. = 1.920 kilogrammes sortis par jour.

2 piqueurs à 2 tenguis = 4
4 gamins à 1 — = 4
le vieux patron..... — 4
} 12 tenguis pour moins de 1 mètre cube (environ 3/4 de mètre cube).

La figure 79 donne une coupe de ce chantier.

Teneur limite. — Cela fait une teneur minima d'environ 1/2 miskal[1] par mètre cube ou 50 dolis pour 100 pouds; mais il

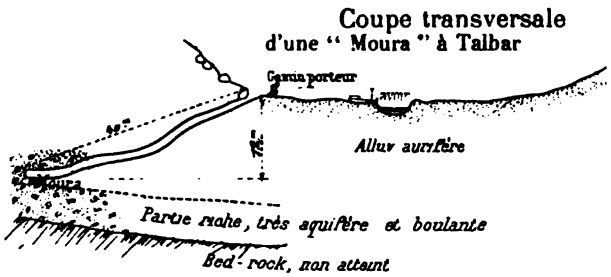


FIG. 79.

faut remarquer ici que c'est une teneur réelle, car les gamins remontent tout, sauf les grosses pierres qui vont au soutènement des dépilages, mais qui ne représentent pas plus de 10 0/0, au maximum, du volume de gravier.

J'ai moi-même lavé des teneurs de 1 zolotnik pour 100 pouds dans ces graviers extraits des mouras (15 francs par mètre cube).

Les mouras n'atteignent pas, en général, le bed-rok. Il y a trop d'eau dans son voisinage, et surtout les graviers très aquifères deviennent coulants; or une galerie sans soutènement, même à l'état de boyau étroit, ne peut pas tenir dans de tels terrains, ou s'éboule au bout de peu de temps, ce qui décourage les hommes.

1. Le miskal, unité de poids pour le commerce des métaux précieux en Boukharie, vaut 104 dolis, tandis que le zolotnik n'en vaut que 96. Je rappelle que :

1 zolotnik pèse = 4gr,2662 et vaut (à 3 francs le gramme) = 12fr,80
1 doli = $\frac{1}{96}$ de zolotnik = 0gr,044 — — — = 0fr,133
1 miskal = 104 dolis = 4gr,60 — — — = 13fr,80

La moura suit donc la couche la plus inférieure possible, mais pas le bed-rock. Cependant quelques mineurs fameux, notamment dans la vallée de Chougno (Safet-Daria), atteignent, prétend-on, le bed-rock. Des légendes courent alors sur les teneurs qu'ils rencontrent : pépites brossées à la grosse sur le bed-rock, nombreux miskals vendus en cachette, etc.

Bien entendu, la moura sert aussi à assécher les chantiers à ciel ouvert pratiqués sur son parcours, à côté de la rivière. On y travaille à sec, bien qu'on se trouve en contre-bas du torrent qui passe à côté.

Il y a, à Talbar, plusieurs exemples de ce travail un peu paradoxal au premier abord, quand on ne sait pas qu'il y a une conduite souterraine qui draine le chantier.

En résumé, on voit que toutes ces méthodes manuelles avec déplacement de l'appareil laveur, s'appliquent surtout au travail individuel ou par chantiers de petits entrepreneurs. Cela ne veut pas dire qu'elles soient négligeables ou surannées, et nombreux sont encore les placers sur lesquels elles constituent la méthode de traitement la plus pratique et la plus économique. Les innombrables « staratiélis » (tâcherons) qui exploitent les placers sibériens, en sont une preuve indiscutable.

A Madagascar, les exploitations de la Société Suberbie à l'époque où elles étaient les plus productives n'ont pas eu d'autre origine. On peut imposer à ces petits exploitants, à titre de loyer, une redevance en nature, 10 0/0 par exemple, sur le montant de leur extraction ; c'est le système généralement adopté en Guyane ; il prête énormément à la fraude et demande une grande surveillance pour donner des rendements effectifs, à condition toutefois que les surveillants soient eux-mêmes surveillés.

Un autre procédé, plus effectif, consiste à acheter leur or à ces petits tâcherons à un prix laissant une marge de bénéfice, en leur payant 2 francs à 2 fr. 50 par exemple le gramme, en leur fournissant en outre, à prix majorés, les vivres et surtout les boissons qui leur sont nécessaires. C'est le système presque universellement adopté sur les placers de Madagascar, où l'emploi du sluice n'a pas pu détrôner encore l'extraction au moyen des batées avec achat de l'or aux travailleurs indigènes.

b. — DRAGUES A OR

Généralités. — L'exploitation des alluvions par moyens mécaniques et notamment au moyen de dragues à or n'a pris son essor que depuis un petit nombre d'années. Ce procédé a été considéré pendant longtemps comme dénué de valeur ou essentiellement aléatoire.

On trouve encore dans les ouvrages classiques, de date relativement récente, des appréciations caractéristiques à ce sujet :

On lit par exemple, dans l'ouvrage déja cité de Cumenge et Fuchs : *l'Or, ses propriétés, ses gisements, son extraction*, paru en 1889, les appréciations suivantes :

« On a proposé un grand nombre de méthodes pour opérer le « dragage du lit des rivières aurifères, ou même pour enlever, au « moyen de pompes spéciales, le gravier qu'elles renferment. Malgré « tous les efforts qui ont été tentés dans ce but et malgré les espé- « rances qu'avait fait naître l'emploi de machines puissantes et ingé- « nieuses, nous ne croyons pas qu'il soit possible d'enregistrer un « succès définitif. »

Pourtant, dès 1885, au cours de mon premier voyage en Australie, en Nouvelle-Calédonie et en Nouvelle-Zélande, j'avais pu voir dans cette dernière colonie des dragues à or fonctionnant d'une façon régulière et avec grands bénéfices, dans les alluvions aurifères du lit de la rivière Clutha, dans des conditions assez difficiles, car le courant y est rapide et la profondeur de l'eau considérable ; de plus, ce cours d'eau est sujet à des crues importantes et subites. Mais ce succès était resté confiné sur un territoire assez restreint, tandis que des échecs nombreux et retentissants, constatés dans d'autres pays aurifères, paraissaient donner raison aux adversaires des dragues à or.

Ce n'est guère que depuis dix ans, grâce, il faut le dire, aux progrès considérables réalisés dans la construction de ces appareils, que leur succès est devenu définitif et probant.

J'ai été le seul, à l'Exposition de 1900, à exposer des modèles et des résultats de dragues aurifères. Ayant, dès cette époque, puissamment contribué à leur introduction en Sibérie d'abord et en Guyane française ensuite, j'ai étudié et construit ces appareils d'après les données les plus récentes et les plus perfectionnées. Je

me trouve donc en mesure d'indiquer d'une façon précise en quoi consiste l'exploitation par dragage des placers aurifères, comment on est arrivé aux améliorations successives de la drague à or, qui en font à présent un instrument puissant, complet et docile, entre les mains de l'exploitant.

Le problème du dragage ne consiste pas d'ailleurs uniquement dans le choix d'un appareil convenablement construit. Il comporte aussi une autre donnée essentielle : c'est le cubage préalable des alluvions à traiter. Les dragues à or, pour donner des profits sérieux, doivent *passer d'énormes cubes journaliers*. Il faut donc qu'elles aient devant elles un vaste champ reconnu, et reconnu avec une grande exactitude pour permettre de répartir l'amortissement de l'appareil sur un volume suffisant d'alluvions à lui faire extraire. J'ai indiqué dans le Chapitre précédent (Voir p. 161) la méthode que j'ai inaugurée dans ce but.

Ce sont les divers éléments de ce problème que je me propose de résumer dans cette partie de mon ouvrage.

Je me bornerai, après un court exposé historique, à donner une description succincte des diverses parties qui constituent une drague à or moderne et d'indiquer, par quelques exemples, les prix de revient et les bénéfices obtenus au moyen de ces appareils dans diverses conditions de fonctionnement.

Cette évolution est d'ailleurs conforme aux tendances générales de l'industrie moderne. Partout la machine se substitue à l'effort individuel et manuel. Des difficultés d'ordre technique ont pu, en ce qui concerne les exploitations placériennes, retarder l'heure où ce progrès est devenu définitif; mais on peut dire qu'aujourd'hui cette solution a reçu la consécration de la pratique.

Historique. — La drague à or a passé par de nombreux stages avant d'arriver à son degré de perfectionnement actuel.

Dragues à bras. — Son premier début a été modeste : pelle à sable ou à gravier, emmanchée au bout d'une perche, au moyen de laquelle les orpailleurs des temps passés tiraient sur le rivage les sables des ruisseaux dont ils ne pouvaient détourner le cours.

Voici une photographie, que j'ai prise en 1902 sur un des cours d'eau descendant du flanc occidental du Pamir, montrant des orpailleurs sartes en train de se livrer à ce genre de travail (*fig.* 80).

Un premier progrès a consisté à manœuvrer ce simple appareil depuis un radeau mouillé dans le courant et d'augmenter la quantité draguée à chaque coup par l'adjonction d'une poche ou d'un sac à l'arrière du bord coupant de la pelle.

Comme cet engin devenait trop lourd pour être tiré à bras hors de l'eau, on lui ajouta une corde enroulée sur un treuil, pour soulager la pelle quand elle était pleine.

Enfin, pour laver l'alluvion sur le radeau même, afin de gagner

Fig. 80. — Dragage à bras en Boukharie.

du temps, il fallait une pompe à bras pour élever l'eau dans l'appareil primitif, long-tom, cradle ou sluice, installé à bord.

Telle est en effet la drague à bras encore en usage dans nombre de localités de l'Oural et de la Sibérie Orientale. La phototypie de la page suivante (*fig.* 81), montre une équipe de maraudeurs en train d'écrémer, avec un appareil de ce genre, une des meilleures places du bassin du fleuve Amour. Le cliché est un peu trouble ; il a été pris derrière un buisson qui nous dissimulait aux yeux des maraudeurs aux aguets.

La photographie une fois prise, nous avons arrêté les voleurs et confisqué la récolte de la journée, environ 400 grammes.

La figure 82 donne le plan et la coupe que j'ai relevé sur cet engin, après sa capture.

Ces dragues primitives ont été aussi en usage en Nouvelle-

Zélande pendant une assez longue période. M. Cutten a donné à ce sujet, dans une publication récente, des détails extrêmement intéressants sur ces premiers débuts des dragues à or, mues à force de

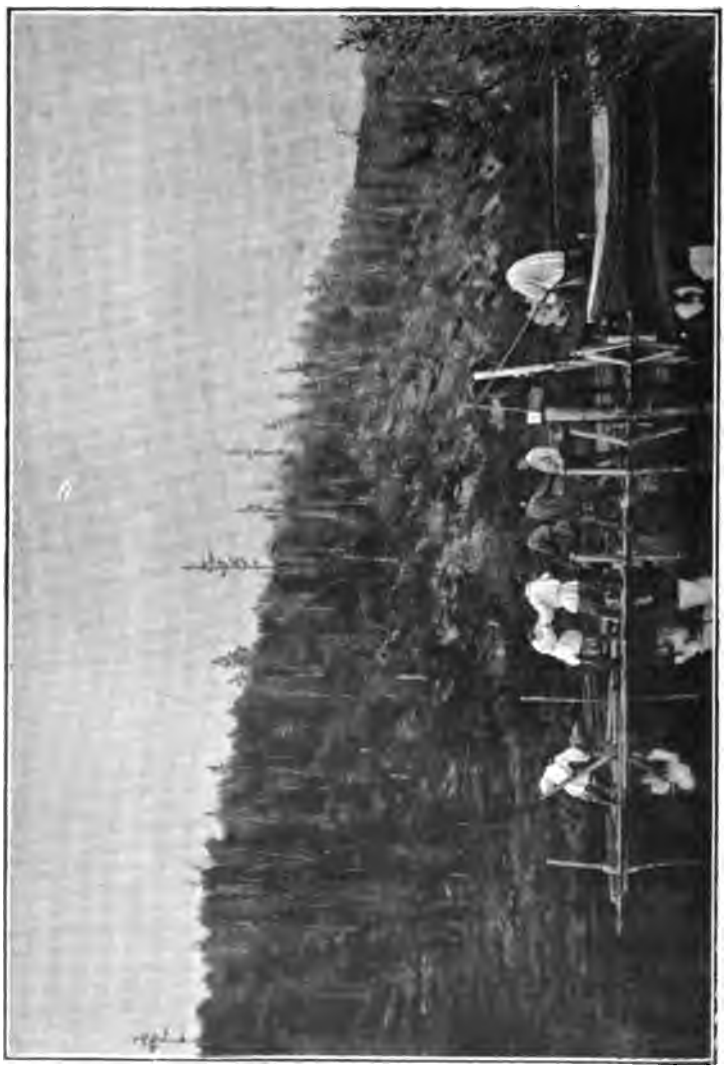


Fig. 81. — Sibériens maraudant avec une drague à bras.

bras. On en installa un assez grand nombre sur la rivière Clutha, notamment entre les villes actuelles de Clyde et d'Alexandra, et on conserve encore le souvenir des rendements de certains de ces petits appareils, produisant jusqu'à $2^{kg},100$ et $2^{kg},400$ d'or par semaine de travail.

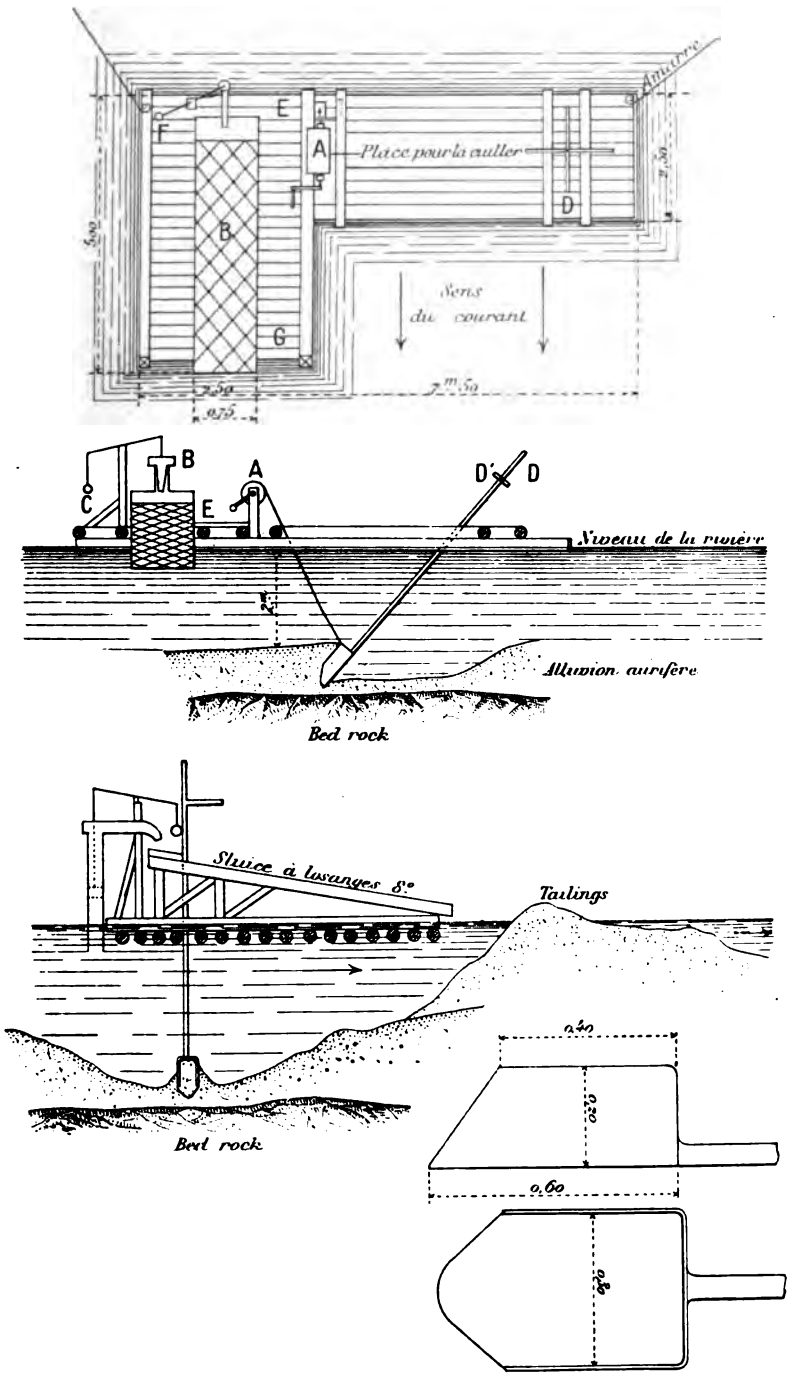


FIG. 82. — Plan et coupe de la drague à bras des maraudeurs sibériens.

On ne pouvait évidemment travailler ainsi que les sables superficiels du lit des rivières néo-zélandaises, c'est-à-dire la portion la moins riche des dépôts aurifères sous-marins; mais cette couche ne tarda pas elle-même à être rendue inaccessible aux dragues à bras, par suite des énormes quantités de tailings (résidus stériles) envoyés dans la Clutha par les exploitations riveraines. Il fallait évidemment des appareils plus puissants pour déplacer ces dépôts adventifs et atteindre l'alluvion aurifère enterrée sous eux.

Dragues de prospection système Levat. — Je construis moi-même des dragues de prospection dans lesquelles la pelle est remplacée par une chaîne portant des godets en acier doux, renforcés sur leur lèvre coupante par un fer plat rivé à froid et qui réunissent les éléments principaux des grands appareils de lavage. Les graviers sont classés sur une grille et évacués par un conduit spécial, à l'arrière de l'appareil; les matières aurifères déposent leur or sur un véritable long-tom muni de riffles spéciaux; enfin le lavage est assuré par une pompe à chapelet, démontable, que manœuvre un seul homme.

Pour le modèle à godets de 6 litres et demi, susceptible de traiter environ 20 mètres cubes d'alluvion en dix heures de travail, le personnel se compose de :

	Hommes
Chef de drague, assurant le papillonage	1
Manœuvres au treuil de l'élinde	2
Manœuvres au débourbage et à l'évacuation des stériles	2
Pompier	1
TOTAL	6

La partie métallique, la seule à porter sur place, pèse, en tout, 1.500 kilogrammes environ. Aucune pièce ne pèse plus de 45 kilogrammes, de sorte que l'appareil peut être entièrement porté sur les lieux à dos d'homme.

La figure 83 montre le genre de construction des flotteurs, de la charpente et des sluices.

Le prix de cette petite drague est de 5.000 fr. Il convient surtout de l'employer dans les *graviers non consistants* et ne *contenant pas de trop gros cailloux*. Elle donne d'excellents résultats dans les rivières n'ayant pas une profondeur d'eau supérieure à $2^m,50$, bien qu'on puisse aller jusqu'à 6 mètres de profondeur avec cet appareil,

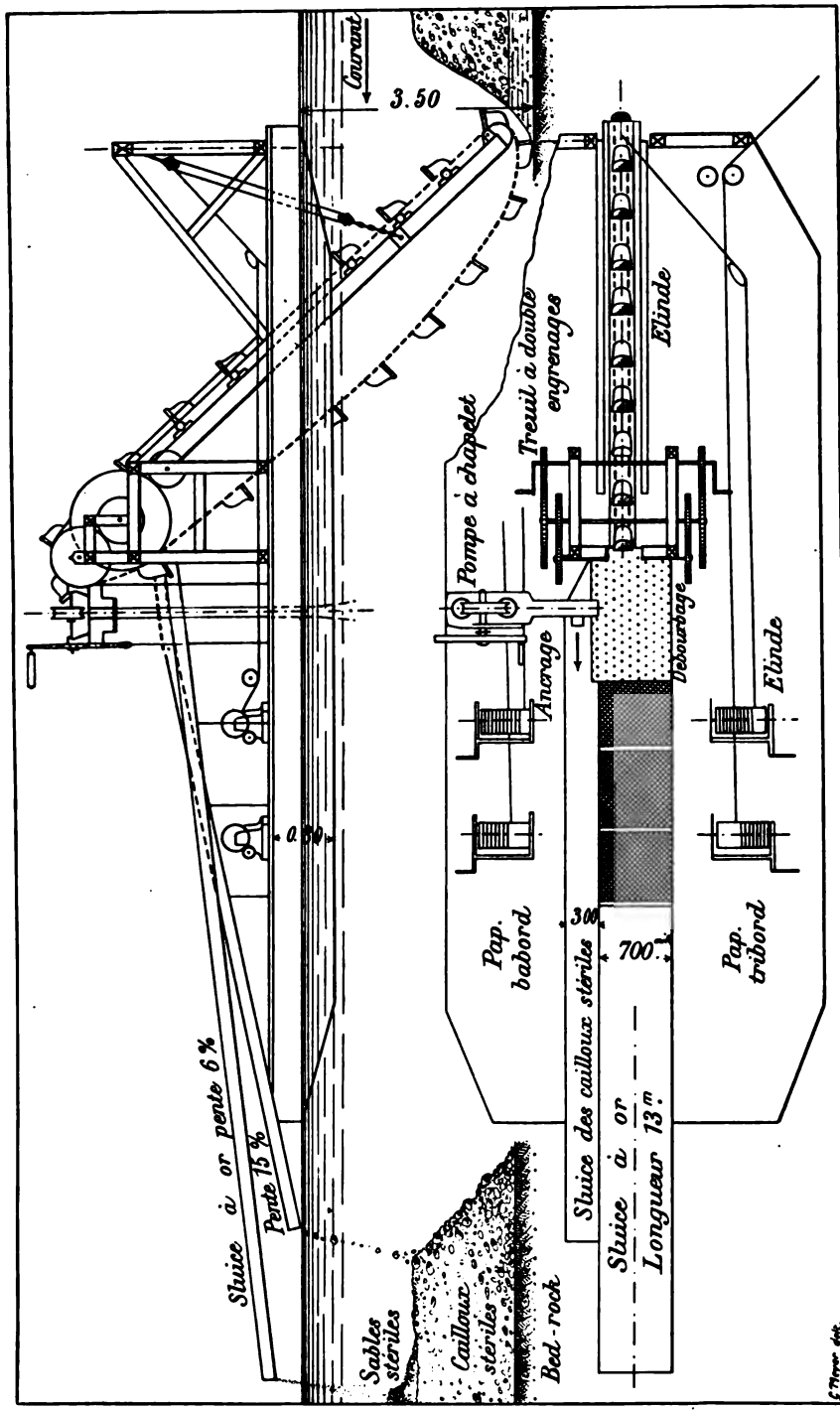


Fig. 83. — Drague à bras, système D. Levat, de 20 mètres cubes par jour.

mais il faut alors mettre 4 hommes au treuil de l'élinde et diminuer la vitesse d'extraction de moitié, au moyen d'un *double engrenage*.

Dragues actionnées par roues pendantes. — La Clutha étant une rivière à courant rapide, l'idée la plus naturelle était d'employer la vitesse même du courant pour actionner, au moyen de roues pendantes, le treuil de relevage de la pelle. Plusieurs de ces dragues ont été encore en service jusqu'à ces derniers temps. Personnellement, je n'en ai pas vu au travail pendant mes séjours en Nouvelle-Zélande, car elles étaient déjà, pour la plupart, transformées en appareils à vapeur à l'époque de ma premiere visite (1885). On ne pouvait, avec elles, draguer que dans le fil de l'eau, et, dès qu'on papillonnait sous un angle trop fort, l'action du courant devenait insuffisante pour actionner le treuil de relevage. Il était, dans ces conditions, impossible de draguer dans les anses ou sur les bords, bien que la profondeur de l'eau y fût favorable; mais le courant y était nul ou trop ralenti.

Dragues à vapeur. — Dès 1870, un mineur nommé *Sedeberg* installa une petite machine à vapeur pour actionner la pelle. Cet appareil fonctionna et donna de bons rendements pendant deux ans; mais les quantités de tailings envoyés par les exploitants latéraux, qui travaillaient par la méthode hydraulique, augmentant sans cesse, il fallait évidemment des appareils plus puissants, pour répondre aux nouvelles exigences du travail.

C'est en 1882 seulement qu'apparut la *première drague à godets et à vapeur*, établie par M. *Charles Mac Queen* et construite par la Compagnie de *Dunedin*. Cet appareil était monté sur une coque unique et manquait de stabilité. Il ne commença à donner des résultats qu'après qu'un chef de drague, ancien marin, nommé *Mac Lay*, homme de bon sens, un « *self-mademan* » dans toute l'acception du terme, lui eût adjoint *deux flotteurs latéraux*. Depuis cette époque, toutes les dragues à or sont montées sur double ponton.

Cette drague est encore en service. Elle a donné, depuis sa mise à flot, des résultats variables suivant les claims qu'elle a travaillés, atteignant des productions moyennes de $4^{kg},500$ d'or par semaine. Sa plus haute production a été de $5^{kg},250$ (175 onces) en six jours de travail. Elle a extrait de la Clutha, en seize années de travail, 480 kilogrammes d'or valant 1.500.000 francs.

En 1889, un riche Chinois nommé *Sew How*, forma une Compagnie au capital de 3.000 livres sterling en actions de 10 livres sterling pour installer une drague sur un affluent du *Kawarau River*, nommé le *Shotover*. Ce placer avait été déjà repassé trois fois : deux fois par des Européens et ensuite par des Chinois. Malgré cela les résultats furent merveilleux; les actions montèrent à 250 livres sterling chaque, et cette réussite fut le point de départ d'un

Fig. 84. — Cailloux accumulés par l'élévateur.

« *boom* » formidable. On monta des dragues sur une foule de placers abandonnés, sans y faire de prospection préalable, et beaucoup de ces affaires durent liquider à perte.

Les claims de Shotover ont produit par dragage plus de 10 *millions de francs d'or* retirés de sables, lavés cependant déjà à plusieurs reprises avant d'être dragués.

Emploi d'élévateurs pour les tailings. — Cette situation a duré jusqu'en 1894, époque à laquelle ont commencé à apparaître les dragues avec « *élévateurs en queue* » (*tail elevators*). Ce perfectionnement a permis d'accroître considérablement le rayon d'action des dragues à or, confinées jusqu'alors au dragage des lits de rivière, tandis qu'avec l'adjonction de ces élévateurs on peut draguer n'importe quel placer, *même privé d'eau courante*.

Les principaux ingénieurs constructeurs de dragues en Nou-

velle-Zélande, MM. *F-W. Payne*, *W.-H. Cutten*, *E. Roberts*, etc., M. *R.-H. Postlethwaite* aux États-Unis, dessinent toutes leurs dragues, destinées à travailler en butte, avec des élévateurs en queue La tendance est même de donner à ces organes d'évacuation des dimensions de plus en plus grandes, de manière à pouvoir entasser les tailings à l'arrière sur des hauteurs croissantes (*fig.* 84).

On augmente en même temps la dimension des godets et, par conséquent, la capacité de la drague, dans des proportions considérables.

On peut dire, en résumé, que les petits appareils ont vécu, et nous expliquerons plus loin les raisons pour lesquelles des engins puissants sont seuls capables de répondre aux exigences du travail qu'on demande aux dragues à or.

Cet accroissement de capacité permet d'envisager avec sécurité l'exploitation d'alluvions ayant des teneurs en métal précieux de plus en plus faibles, car les frais généraux et les frais de main d'œuvre sont les mêmes ou à peu près, *quelle que soit la capacité de ces appareils.*

On n'est pratiquement limité dans cette voie que par des considérations relatives au transport des appareils dans les pays neufs, privés de voies de communication et aussi par l'impossibilité d'assurer aux matières aurifères, préalablement diluées dans des torrents d'eau, *des surfaces d'écoulement suffisantes* pour permettre la séparation de l'or sur le parcours, généralement assez court, des sluices portés par les dragues.

Dragues électriques. — L'emploi des moteurs électriques, qui commence à se faire jour pour actionner les dragues à or, paraît constituer un nouveau et considérable progrès dans la construction de ces appareils. On peut concentrer sous une même main, celle du chef dragueur, installé dans un poste confortable, toutes les machines du bord aussi bien les treuils de papillonnage et d'élinde que les machines qui mettent en mouvement la chaîne à godets, le trommel classeur, l'élévateur de queue, etc.

Une autre considération en faveur des dragues actionnées électriquement, c'est que le poids des machines mises à bord est considérablement diminué : avantage important, car les dragues à or étant, par la nature même du travail dont on les charge, exposées aux échouages, doivent avoir un très faible tirant d'eau.

Enfin le chauffage des chaudières, qui se fait généralement au bois dans le pays à placers, est *infiniment plus économique à terre qu'à bord*, et l'emploi de transmissions électriques par câbles isolés permet d'établir sur terre les chaudières et machines à vapeur actionnant la génératrice.

Il est évident que ces avantages sont encore accrus, si on trouve, dans un rayon raisonnable autour des placers à draguer, une force motrice hydraulique susceptible d'actionner des génératrices d'électricité. L'emploi des courants polyphasés à haute tension, devenus de pratique courante, permet d'étendre beaucoup le rayon dans lequel cette utilisation peut être recherchée.

Il est bon, toutefois, de signaler un inconvénient, de principe, dans les dragues électriques. Ce sont les conséquences possibles d'un accident entraînant la drague, par suite d'une crue subite ou de rupture d'amarres. La connexion avec la source d'électricité se trouvant interrompue, la drague est incapable de se déhaler et de manœuvrer ses treuils par les moyens du bord.

Telle est, dans ses grandes lignes, l'évolution, toute récente, on le voit, des dragues appliquées à l'exploitation des placers.

Je vais décrire à présent les principaux organes qui composent ces appareils, en indiquant pour chacun d'eux les divers types employés et les raisons qui ont fixé mon choix, dans les appareils que je construis.

Étude générale des organes d'une drague à or. — I. **Construction de la coque.** — La coque « en catamaran », c'est-à-dire formée par deux pontons parallèle, de faible hauteur, séparés par une distance suffisante pour laisser passer l'élinde, est universellement employée, à l'exclusion de tout autre dispositif. Aucune forme de coque n'est plus propre à assurer à la fois une grande stabilité latérale et longitudinale, avec un faible tirant d'eau.

Par contre, ces formes très plates offrent une raideur médiocre dans le sens longitudinal et lorsque les pontons sont construits en bois, ce qui est le cas général en Nouvelle-Zélande et aux Etats-Unis, il faut armer les longrines d'une série de poteaux verticaux, reliés par des tirants en fer, afin de donner à l'ensemble une rigidité suffisante pour résister aux réactions des godets en cours de dragage, réactions qui sont de véritables chocs.

Par contre, les coques en bois ont l'avantage de pouvoir être construites sur place et de ne nécessiter, par conséquent, aucun transport préalable. C'est leur seule raison d'être.

Ces coques en bois ont le défaut de n'être jamais complètement exemptes des voies d'eau. Elles ne permettent pas non plus l'établissement de cloisons étanches empêchant la drague de chavirer en cas d'accident à un des pontons. Enfin, elles se remplissent d'eau

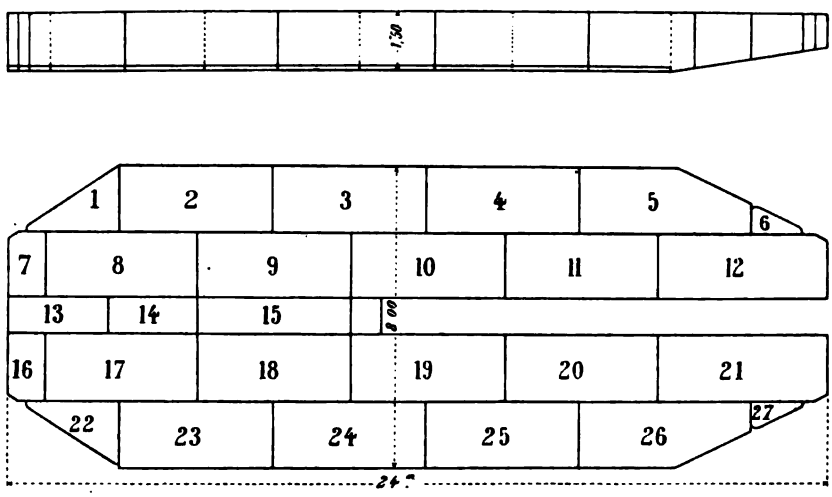


Fig. 85. — Coque métallique.

quand il pleut, événement fréquent en pays tropicaux, ce qui nécessite constamment des hommes aux pompes de cale.

Mon expérience personnelle m'a fait complètement renoncer aux coques en bois. Je n'emploie que la tôle d'acier doux pour les établir et je donne 5 millimètres d'épaisseur aux tôles de fond et 4 à celles des parois et du pont.

Je constitue mes coques pontées (*fig.* 85) par une série de compartiments de 4 mètres de longueur, fortement reliés entre eux et étanches aussi bien dans leurs fonds immergés que sur le pont. L'ensemble constitue en définitive *deux poutres tubulaires parallèles, d'une rigidité parfaite*, sans qu'il soit nécessaire de compter sur la superstructure pour assurer la raideur de la coque.

La construction métallique permet aussi de donner aux flotteurs

une forme qui se prête aisément au papillonnage et d'affranchir le front de taille sur une largeur moindre qu'avec des pontons rectangulaires. En terminant les côtés extérieurs de ces coques par des pans coupés, on arrive à affranchir le front d'attaque — et par conséquent à faire passer librement — une coque de 24 mètres de longueur et de 8 mètres de largeur dans un espace de 18 mètres, tandis qu'il en faudrait 25 pour faire passer la même coque n'ayant pas ses pans coupés.

La figure 93 fait comprendre clairement l'avantage de cette forme, qui n'est pratique que si la coque est métallique, la construction en bois se prêtant difficilement à cette disposition.

Les coques en tôle d'acier doivent être renforcées longitudinalement par une série de fers à treillis qui constituent des points d'appui excellents pour les diverses parties de la superstructure et pour les plaques de fondation des machines actionnant les organes de la drague. Les membrures doivent être plus ou moins espacées suivant l'épaisseur des tôles employées. Avec des tôles de 4 millimètres, leur écartement ne doit pas dépasser $0^m,60$ à $0^m,70$. Ces membrures sont constituées par des cornières de 50 millimètres sur 50 millimètres.

Tout cet ensemble peut être à volonté rivé ou assemblé par des boulons, ce qui permet le fractionnement des colis, en vue des transports en pays lointains.

On peut, dans ces conditions, construire ces coques par pièces démontables, *aussi maniables qu'on le désire.*

Dans les appareils destinés à être montés dans des pays privés de tous moyens de communication autres que des canots creusés dans un tronc d'arbre, comme c'est le cas en Guyane, j'arrive à décomposer toutes les pièces constituant une drague, sauf un très petit nombre de colis, en éléments ne dépassant pas 150 *kilogrammes comme poids* et, comme encombrement, un volume de $1 \times 0^m,75 \times 4$ mètres, faciles à arrimer dans les canots et à déplacer à bras par 4 hommes.

II. **Extraction de l'alluvion.** — L'outil définitivement employé pour l'extraction de l'alluvion est la *chaîne à godets* passant sur deux tourteaux. Le tourteau moteur est toujours monté sur le beffroi de la drague.

Dragues dites « Steam-Shovels ». — Les dragues dites « américaines » extrayant l'alluvion au moyen d'une sorte de grande cuve à bord coupant, emmanchée à l'extrémité d'une poutre en bois et manœuvrée par un système de moufles (*steam shovel*), n'est pas à recommander.

Il en est de même des dragues de même genre constituées par deux mâchoires qu'on laisse tomber au fond de l'eau et qui, en se relevant, saisissent un certain volume d'alluvion, qu'on extrait ensuite par une chaîne mouflée attachée auxdites mâchoires (*scramb dredge*).

Ces appareils ont, d'abord, l'un et l'autre, l'inconvénient grave de délivrer l'alluvion par paquets successifs, ce qui nécessite l'emploi des *trémies distributrices* pour que l'écoulement soit graduel dans le sluice de lavage. De plus, dans le *scramb dredge*, le contact des mâchoires n'est jamais parfait au moment où on sort de l'eau l'appareil fermé, et il en résulte une perte considérable de l'or qui a une tendance invincible à toujours gagner le fond du récipient.

Dragues suceuses. — On a tenté aussi, à diverses reprises, et même encore récemment, d'extraire l'alluvion au moyen de dragues suceuses. Je connais, pour ma part, des essais infructueux de ce genre en Sibérie, en Californie, aux États-Unis et en Guyane française. On était tenté par la simplicité extrême que présente à première vue la drague suceuse, qui ne comporte en réalité, comme appareil d'extraction, qu'une pompe centrifuge et un tuyau d'aspiration muni d'une crépine plongeant partiellement dans le sable qu'il s'agit d'extraire. Ces appareils rendent en effet, comme on le sait, des services considérables dans le dragage des vases, des sables fins et même des graviers d'une certaine dimension, en employant dans ce dernier cas des formes spéciales pour la coquille et pour les ailettes de la pompe centrifuge aspirante; mais ils sont absolument inefficaces dans les alluvions ayant une composition irrégulière au point de vue de la grosseur des divers éléments qui les constituent.

Or, dans l'immense majorité des cas, une alluvion aurifère se compose d'une couche superficielle stérile généralement formée de terre végétale ou d'argile qui peut, à la rigueur, après délayage préalable, être sucée par la pompe; ensuite, viennent des sables qui constituent la partie supérieure de la couche aurifère propre-

ment dite et qui passent aussi assez facilement; mais, quand on arrive à la partie inférieure et réellement riche de la couche, on a affaire à un *mélange d'argile et de cailloux*, ces derniers parfois *trop gros* et *anguleux*, qui se *délaient mal*. Lorsque la crépine d'aspiration pénètre dans un tel terrain, elle ne tarde pas à être bloquée par des cailloux trop gros pour passer par la pompe, et cette dernière ne monte dès lors plus que de l'eau claire. *On réalise un filtre à gravier*, alors qu'il faudrait monter un *mélange boueux*.

L'insuccès de ce genre d'appareil a été, à ma connaissance, une des principales causes du discrédit dans lequel est tombé, pendant longtemps, l'emploi de la drague pour l'exploitation des placers. Il était cependant facile à prévoir que ce système ne répondait nullement aux conditions essentielles du problème.

Dragues à godets. — Les chaînes à godets doivent être établies de manière à permettre le remplacement facile des pièces qui s'usent. C'est *une utopie* que d'espérer, par l'emploi de métaux exceptionnellement résistants et coûteux : acier chromé, acier au nickel, etc., arriver à *supprimer l'usure* dans les dragues.

Ces appareils, destinés à fonctionner au contact de matières sableuses, dans une eau généralement très bourbeuse, avec des chocs inévitables et fréquents, doivent *obligatoirement et fatalement s'user*. Il faut donc les étudier de manière à faire porter cette usure *sur certaines pièces* bien déterminées, *faciles à remplacer*, et le changement de ces pièces doit être *compris dans les frais d'entretien normaux* d'une drague en service.

Ce sont surtout les *bagues des axes*, les *axes eux-mêmes* et les *lèvres des godets* qui sont soumis à des remplacements fréquents. On doit toujours, cela va sans dire, avoir sur le placer un stock en nombre suffisant de ces pièces de rechange.

En ce qui concerne les lèvres, il n'y a pas d'avantage à les munir de dents ou de grappins. Ces appendices sont rapidement mis hors d'usage.

Un point essentiel à observer, c'est que les fonds de godets qui s'exécutent en général en tôle d'acier emboutie d'une seule pièce, *soient bien étanches* pour éviter les *fuites d'or*. Il faut aussi donner aux godets une forme assez évasée pour que l'alluvion se *décolle bien* au moment du renversement au passage sur le tourteau supérieur.

La vitesse de passage des godets varie dans des limites assez restreintes. On ne doit pas dépasser 16 à 17 à la minute et on ne descend guère au-dessous de 10 à 12.

Contenance des godets. — A propos de la contenance des godets, la tendance, comme je l'ai dit, est à faire de plus en plus grand. La capacité de la drague est, on le comprend, en raison directe du volume intérieur des godets. La raison principale qui empêche de dépasser 100 à 120 litres pour ce volume, consiste dans le poids et par conséquent dans la difficulté de transport, de godets par trop volumineux.

Une des bonnes dragues de Nouvelle-Zélande, la drague Earnscleugh n° 2, est, munie de deux trommels débourbeurs placés côte à côte, au dessus des sluices. Ce dispositif n'est pas à imiter. Ses godets ont une contenance de 6 pieds cubes, soit 162 litres. Les dragues aisément transportables que je construis pour les pays tropicaux ont des godets de 100 à 110 litres. Le nombre qui passe par minute aux tourteaux est de 15, ce qui donne une capacité effective par heure de 50 mètres cubes, quantité déjà importante à classer, à laver et à évacuer, comme on va le voir.

III. **Classement et lavage.** — Le classement et le lavage de l'alluvion sur la drague même est certainement la partie la plus délicate de l'opération. On n'est arrivé au degré de perfection actuel qu'après de nombreux tâtonnements et des insuccès répétés.

Le problème est, en effet, assez complexe.

Il s'agit, d'une part, de passer dans le sluice des quantités considérables de matières, mais, d'y éviter les engorgements qui se traduiraient au bout de quelques instants par l'accumulation et le débordement des matières hors du sluice. D'autre part, il ne faut pas entraîner dans les tailings une proportion par trop notable de l'or total contenu dans l'alluvion.

Certaines dragues construites en Nouvelle-Zélande il y a une dizaine d'années, sont restées légendaires à ce point de vue. Une, entre autres, installée sur une plage maritime reconnue comme riche par une prospection préalable à la batée, ne put jamais arriver à retenir une parcelle d'or dans les sluices qu'elle portait. L'appareil fut abandonné et la société fit faillite. Cinq ans après une drague, mieux étudiée au point de vue de la distribution du courant

dans les sluices collecteurs, remboursait son capital d'achat dans l'espace d'une année, sur le même emplacement.

Le principe fondamental du lavage sur drague est d'opérer le *classement des matières* avant de procéder à la séparation de l'or dans le sluice. Un trommel percé de trous, fortement irrigué à l'intérieur et à l'extérieur par des jets de pompe bien combinés, est le seul appareil à employer à cet effet. Les grilles oscillantes, classeurs à secousse, patouillets débourbeurs et autres appareils similaires ont été vainement essayés.

Trommel débourbeur. — Toute drague à or comporte par conséquent, immédiatement après la chute des godets, un très grand trommel débourbeur, abondamment arrosé, dans lequel s'opère la séparation des cailloux stériles d'avec l'or, qui passe avec la partie fine à travers les trous.

Il est essentiel que les cailloux sortent du trommel absolument propres, comme s'ils avaient été brossés à la main. Toute pelote argileuse rejetée avec les cailloux constitue en effet une perte certaine de métal précieux.

On arrive à ce résultat, en actionnant le trommel avec une machine indépendante de celle qui donne le mouvement à la chaîne à godets. Aussitôt en effet que le chef dragueur constate que la drague digère mal et que les cailloux sortant du trommel sont encore boueux ou sont accompagnés de pelotes d'argile non délayées, il doit modérer la vitesse de la chaîne en conservant la même vitesse au trommel, ou conserver constante la vitesse des godets et augmenter le nombre de tours du trommel à la minute.

Ce nombre varie entre 8 et 10 tours par minute.

Beaucoup de dragues ont le défaut d'avoir une commande commune pour les godets et pour le trommel, ce qui, à la vérité, simplifie notablement la machinerie. Par contre, il est très difficile avec une pareille organisation de remédier au lavage défectueux du trommel; si on diminue en effet la vitesse des godets, le nombre de tours du trommel — et par conséquent sa puissance de désagrégation — diminue aussi dans la même proportion, et le lavage ne s'améliore pas.

On donne en général aux trous du trommel un diamètre de 15 millimètres, et le rapport de la surface perforée à la surface totale

ne doit pas dépasser un quart. Même dans ces conditions, l'usure des tôles constituant la carcasse du trommel est assez rapide, et leur remplacement tous les trois à quatre mois fait partie de l'entretien courant et du prix de revient du dragage.

Les dimensions normales d'un grand trommel débourbeur sont les suivantes :

Diamètre intérieur.....	$1^m,80$
Longueur totale.....	$6^m,00$

Cet appareil doit rouler sur des galets portant sur deux couronnes extérieures. Il est préférable de le faire cylindrique plutôt que tronconique; mais il faut donner au cylindre une certaine pente pour assurer l'évacuation des cailloux.

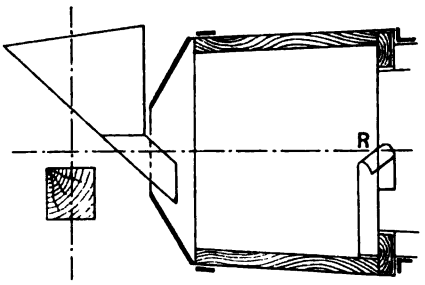


Fig. 86. — Débourbeur plein.

Débourbeur plein. — Dans les alluvions très argileuses, le passage dans le trommel perforé laisse toujours échapper des pelotes. Il faut, dans ce cas, le faire procéder par un *débourbeur plein*, qui décompose alors l'opération du débourbage en deux phases.

Un premier appareil, qui peut être indépendant du trommel perforé, est constitué, comme le montre la figure 86, par une virole en tôle pleine, doublée à l'intérieur par des douelles en bois. C'est dans cette première partie, *au sein même de l'eau*, que se fait le débourbage, qui est considérablement plus effectif qui dans le trommel, où l'eau s'échappe sans avoir eu le temps de diluer l'argile.

A la sortie de cette première virole, se trouve un ressaut formant seuil et, grâce à un ou deux releveurs R, les matières sont envoyées dans le trommel perforé, où elles achèvent de se débourber et de se classer.

Ce dispositif, qui est très efficace, permet de conserver constante la vitesse du trommel perforé et de ne faire varier que celle du débourbeur plein, quand il est nécessaire d'activer son effet en présence de matières exceptionnellement glaiseuses, comme c'est le cas quand on attaque les *bed-rocks* riches, provenant de la décomposition des roches feldspathiques.

Ce premier classement a pour résultat de ne faire passer dans les sluices à or que des *matières relativement fines* et de *grosseur uniforme*. Dans ces conditions, il est facile d'arriver à l'écoulement régulier de l'alluvion, débarrassée des gros éléments stériles, et d'avoir une *séparation complète de l'or* sur une longueur de sluice ne *dépassant pas* 8 *à* 10 *mètres*.

Quantité d'eau nécessaire. — La quantité d'eau nécessaire pour un bon lavage se trouve aussi très diminuée par ce classement préalable. On sait, en effet, qu'il est indispensable de mettre une alluvion aurifère en suspension dans une quantité d'eau *décuple au moins de son propre volume*, pour assurer une bonne séparation de l'or. En conséquence, si 1 mètre cube d'alluvion aurifère, contenant par exemple 50 0/0 de cailloux supérieurs à 15 millimètres, — ce qui est un cas assez général — exige pour son lavage, sans classement préalable, 10 mètres cubes d'eau pour être efficacement dilué ; ce même résultat est obtenu avec 5 mètres cubes seulement, si on a séparé auparavant la moitié de l'alluvion par un classement au trommel. C'est là une *économie capitale*, non seulement par la quantité beaucoup moindre d'eau qu'il est nécessaire d'élever, mais surtout par la *diminution des sections d'écoulement* nécessaires pour débiter, avec une vitesse convenable, l'alluvion aurifère dilué au décuple, de manière à assurer la séparation complète de l'or au moment de son passage sur les riffles qui pavent les sluices.

IV. **Évacuation des tailings.** — J'ai dit, dans mon exposé historique, que l'emploi des élévateurs pour les tailings constituait pour les dragages aurifères un progrès tel, que, depuis leur entrée en pratique, cette industrie avait été complètement transformée. Après le classement des matières, il s'agit en effet de se débarrasser, une fois pour toutes, de la masse stérile constituée par les refus du trommel et des sluices et d'évacuer ces matières à une distance suffisante de la drague pour *éviter l'ensablement de l'appareil*, quelles que soient les positions qu'il est appelé à prendre pendant le papillonnage.

Tant que le dragage a été confiné à l'exploitation des lits de rivières, cette question d'évacuation n'a pas inquiété les constructeurs, vu que la drague, travaillant toujours le nez vers l'amont,

évacue ses tailings à l'arrière et les fait entraîner par le courant de la rivière. Mais il n'en est pas de même lorsque la drague doit opérer dans un placer ordinaire, arrosé par un ruisseau sans profondeur ou même lorsque la drague, travaillant dans un cours d'eau navigable, doit attaquer les berges pour exploiter l'alluvion recouverte par ces dernières. L'appareil travaille alors « en butte »,

Fig. 87. — Drague à or travaillant en butte.

c'est-à-dire qu'il a devant lui un front d'attaque qui dépasse parfois de plusieurs mètres le niveau de l'eau. Il doit donc restituer les matières à l'arrière, après qu'elles ont été soumises au lavage, à une hauteur telle qu'il puisse *les accumuler à un niveau sensiblement supérieur* à celui de la *butte qu'il attaque*, puisqu'il faut tenir compte du *foisonnement des matières* (*fig.* 87).

Ce dernier élément, le foisonnement, a donné lieu à de nombreuses erreurs de construction quand on a essayé les premiers élévateurs. Cela tient à ce que le coefficient à lui appliquer est beaucoup plus considérable en opérant par classement que dans le cas ordinaire, et on s'est trompé lourdement en affectant à des allu-

vions, divisées, par classement, en plusieurs catégories de grosseur, les coefficients ordinaires des terrassements foisonnés.

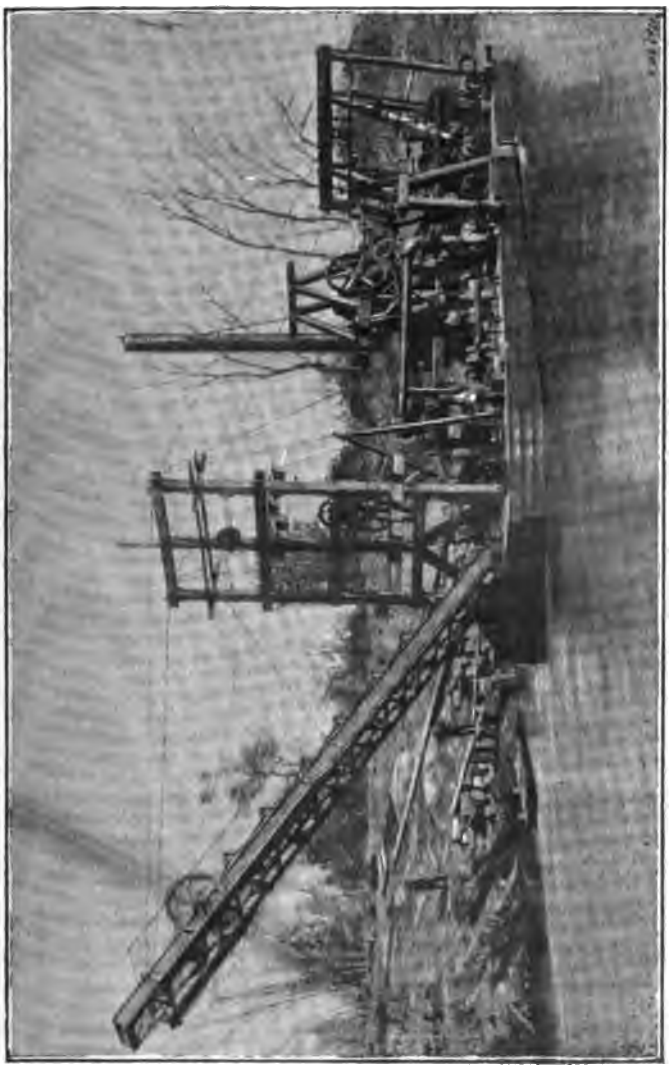


Fig. 88. — Drague à or, modèle américain, avec grand élévateur en queue.

Les chiffres donnés par les aide-mémoire s'appliquent, en effet : à des matériaux gros et petits, intimement mélangés, les fines venant, après déplacement et remise en tas, remplir en partie, les interstices des gros.

Avec les élévateurs des tailings, les diverses catégories sont

entassées séparément ; les vides laissés entre les cailloux ne sont pas comblés par les fines, de sorte qu'en résumé la place nécessaire pour loger les matières classées est à peu près *le double du volume initial.*

C'est la raison pour laquelle les élévateurs de tailings prennent des dimensions et des angles sans cesse croissants. Dans les types de dragues du dernier modèle, dont je donne une idée à la figure 88 on arrive, comme on le voit, à de véritables monuments, permettant d'entasser des cailloux sur des hauteurs considérables.

Cette adjonction ne laisse pas que de compliquer et d'alourdir notablement l'arrière des dragues qui en sont munies. En outre, on donne à ces élévateurs une vitesse beaucoup plus grande que celle des godets et on les fait plus légers aussi. Ils sont constitués par une série de plateaux articulés sur lesquels tombent les cailloux propres sortant du trommel. Ils sont remontés sur une élinde dépassant en porte-à-faux l'arrière de la drague et inclinée à 30° sur l'horizon, jusqu'à leur point de chute en dehors du rayon de giration de l'appareil.

Forme des godets. — La forme des godets de ces évacuateurs varie beaucoup avec les constructeurs. Il semble pourtant que tous sont d'accord pour reconnaître que les godets articulés en forme de S emboîtés les uns dans les autres sont les plus avantageux. Ils ne se bloquent pas aussi facilement que les plateaux articulés par les pierres qui viennent se loger entre deux éléments successifs et qui les mettent rapidement hors d'usage.

Il faut, en tout cas, avoir des roulettes d'un assez fort diamètre pour éviter l'usure, et on doit conduire ces chaînes *par la tête* et non par le bas de l'élévateur, ce qui complique un peu le mécanisme.

Transporteur à courroie. — Beaucoup de dragues emploient à présent des transporteurs à courroie, qui ont l'avantage de pouvoir marcher avec des vitesses incomparablement supérieures à celles que comportent les chaînes à godets et, par conséquent, de n'exiger que des largeurs réduites pour faire face à un débit important. Une courroie de $0^m,60$ de largeur, à la vitesse de 2 mètres par seconde, débite aisément les tailings d'une drague de 50 mètres cubes à l'heure.

Les courroies ne valent rien pour le travail des dragues en pays

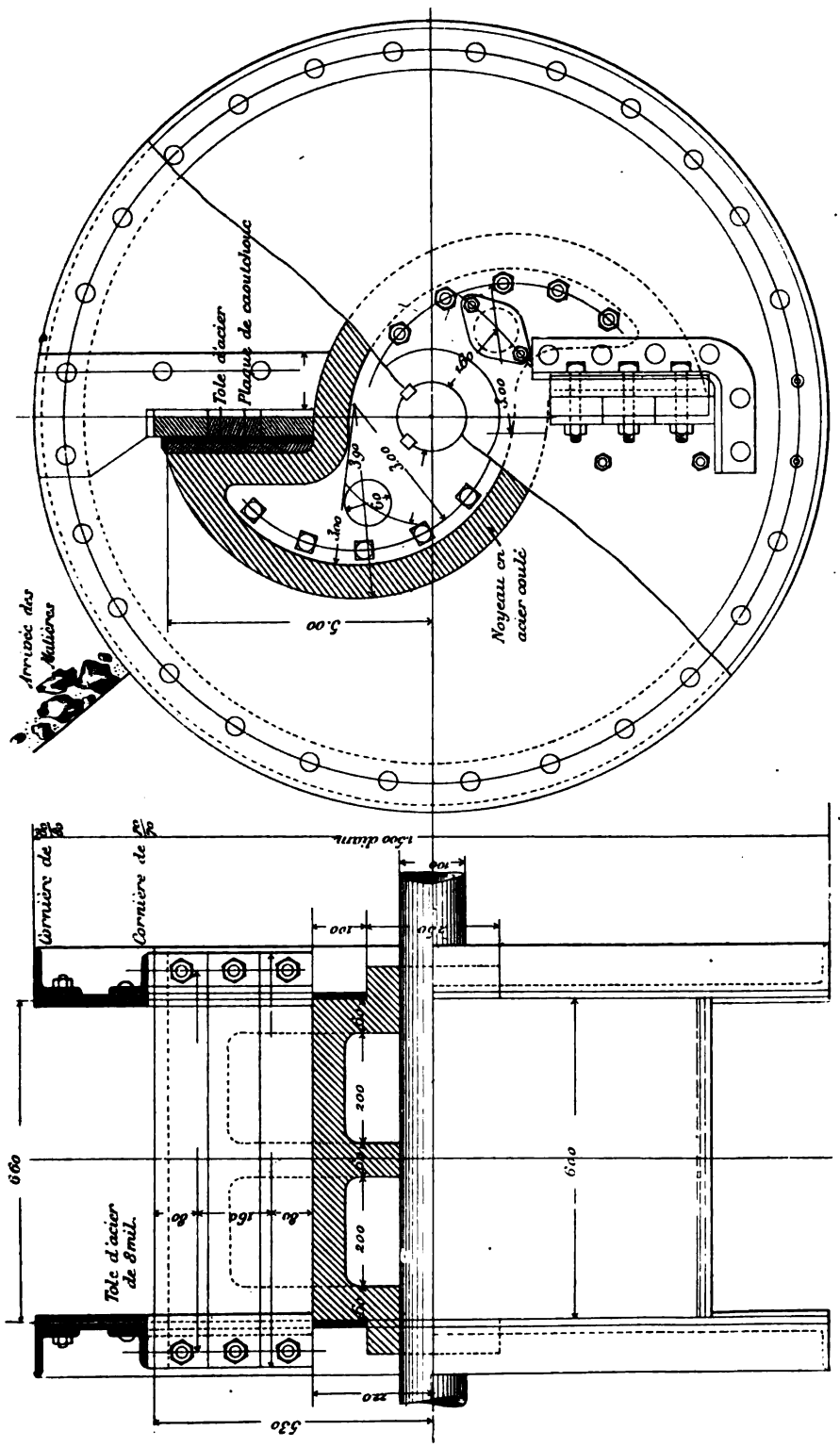


FIG. 89. — Élévateur à battoirs, système Peck.

froids (Sibérie, Klondyke); la boue et l'eau se congèlent à leur surface, surchargent le caoutchouc et le rendent cassant.

Battoir centrifuge. — Un appareil intéressant qui a été appliqué avec succès sur un certain nombre de dragues en Nouvelle-Zélande est le battoir centrifuge dont je donne ici le dessin (*fig.* 89). Il consiste essentiellement en deux flaches en tôle d'acier, entre lesquelles tournent, à la vitesse de 240 révolutions par minute, deux battoirs en acier, fixés sur un noyau, aussi en acier coulé, qui lancent avec force les matières sortant du trommel. Suivant l'angle d'arrivée des tailings, ils sont lancés plus ou moins loin et répandus, en couche uniforme, en arrière de l'appareil.

D'après M. Peck, l'auteur de ce système, un appareil ayant $0^m,60$ de largeur suffit pour une drague de 50 mètres à l'heure et demande moins de force qu'un élévateur ordinaire. Il coûte aussi beaucoup moins cher à installer ; il ne charge pas autant l'arrière de la drague, et les réparations se bornent au remplacement des battoirs quand ils sont usés. Les dragues Ngapara N° 1 Earnsleugh N° 1, Alexandra, Junction Electric, Rising Sun, etc., à Otago, sont munies de cet appareil.

Dragues fluviales. — Les dragues fluviales, c'est-à-dire celles qui sont appelées à travailler uniquement sur des alluvions immergées au fond de cours d'eau ayant un courant sensible, ne nécessitent pas l'emploi de ces élévateurs. On peut se contenter de surélever le beffroi principal de la drague de manière à avoir à la sortie du trommel une hauteur au-dessus du niveau de l'eau, de 4 mètres environ, suffisante pour évacuer, au moyen de couloirs latéraux soutenus par des haubans, les cailloux propres sortant du trommel en les accompagnant d'un léger courant d'eau qui facilite leur glissement. C'est un système qui rappelle, comme on le voit, les dragues à long couloir du canal de Suez (*fig.* 90).

En résumé, on peut dire que le problème de l'évacuation des tailings peut toujours être résolu par une des solutions que je viens d'indiquer et que le choix des appareils à employer pour arriver au but dépend entièrement des conditions dans lesquelles la drague est destinée à fonctionner.

V. **Évacuation des stériles à part de l'alluvion.** — J'ai breveté en Novembre 1900, et j'ai appliqué depuis cette époque un dispositif

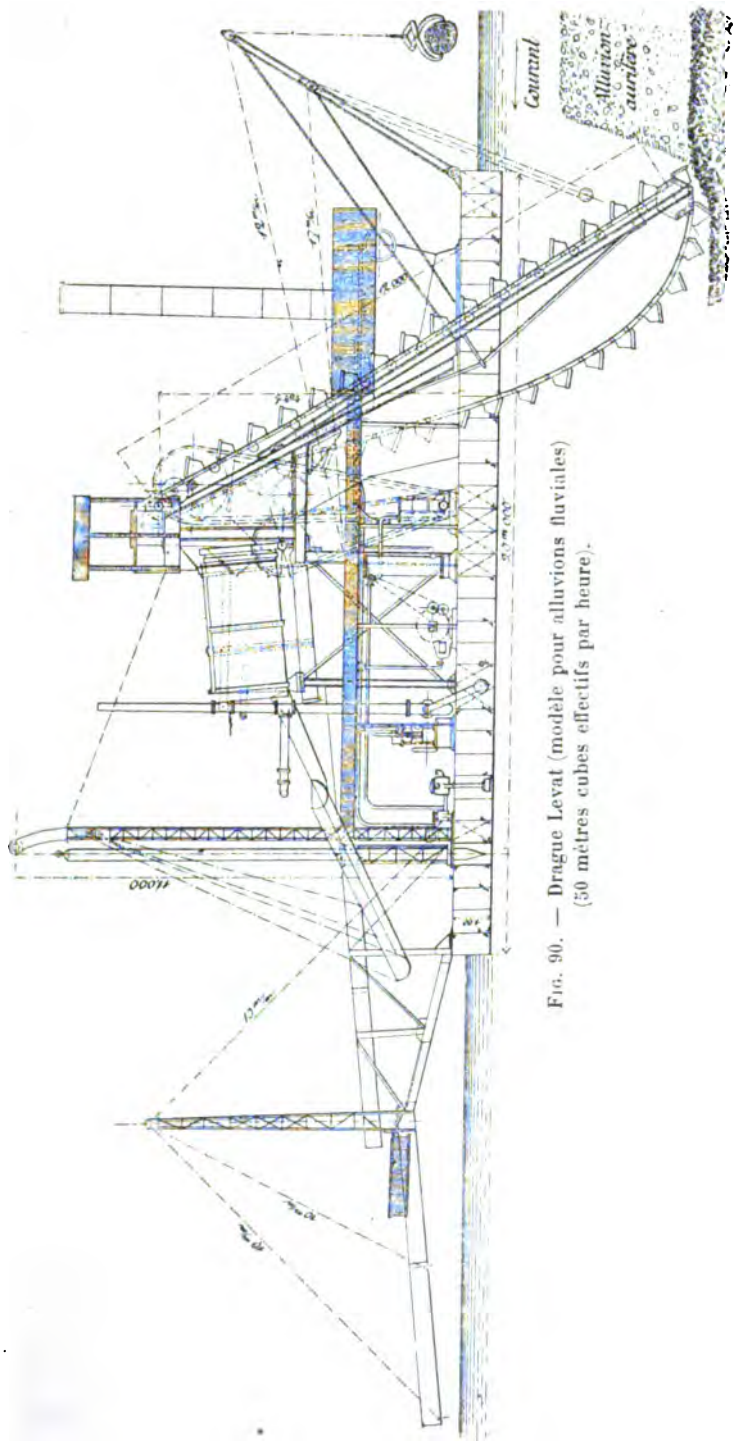


FIG. 90. — Drague Levat (modèle pour alluvions fluviales) (50 mètres cubes effectifs par heure).

très avantageux, qui consiste à évacuer les terrains stériles qui recouvrent généralement la couche payante, *sans les faire passer dans le cycle des appareils de débourbage et de séparation de l'or.* Ce résultat est obtenu par la manœuvre d'un papillon qui dirige les matières qui tombent dans la trémie, soit dans le débourbeur-classeur — c'est le cas de l'alluvion aurifère proprement dite — soit sur un transporteur supplémentaire, à éléments métalliques ou à courroie, placé au-dessous des sluices à or qui transportent directement ces matières sans or à l'élévateur de queue.

La figure 91 représente le dessin schématique d'une drague munie de ce transporteur des stériles.

Les principaux avantages de ce dispositif peuvent se résumer comme suit :

A. Je puis évacuer directement, sans passer par les appareils de classement et de lavage, les terres superficielles stériles. Ces matières sont entassées à l'arrière *sous forme de mottes*, sans être diluées dans l'eau et par conséquent sans production de ces boues épaisses et gênantes, qui ne prennent pas de talus sous l'eau et qui viennent envahir la fouille.

B. Économie correspondante dans les quantités d'eau nécessaires au lavage, puisqu'on *n'a plus à diluer que les alluvions réellement* aurifères et non des terres stériles.

C. Réduction des dimensions dans les sluices ainsi que des tables pour le dépôt de l'or fin, puisqu'on n'a plus à y faire passer que les alluvions aurifères qui ne constituent qu'une fraction du débit total de la drague.

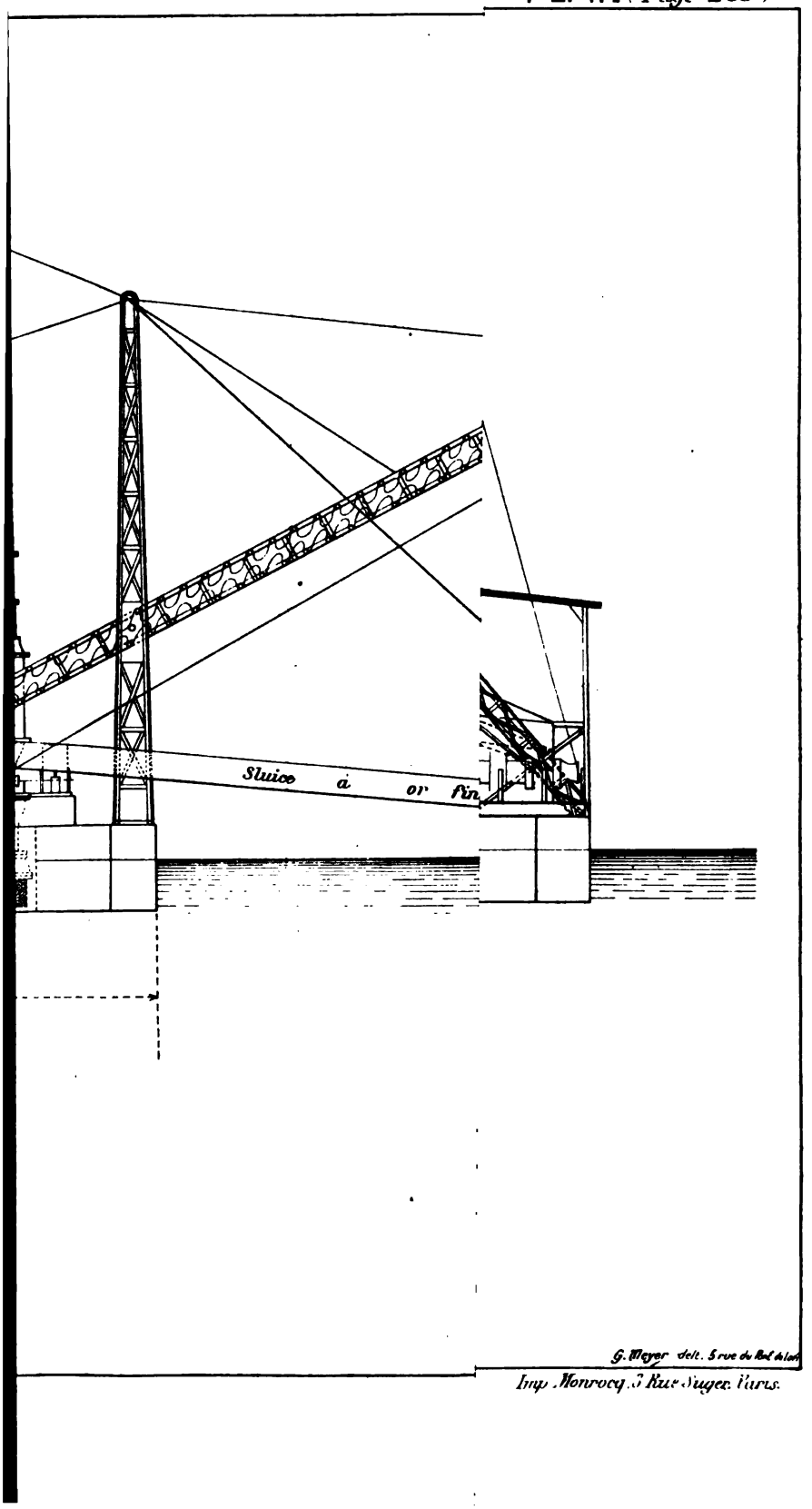
D. Économie de force motrice nécessaire pour les pompes, qui restent au repos pendant tout le temps qu'on travaille au stérile.

E. Meilleure séparation de l'or, qui ne se trouve plus dilué, comme dans les dragues ordinaires, dans une masse de terres stériles qui viennent boucher les alvéoles des riffles et qui empêchent le métal précieux de s'y loger.

La photographie (*fig.* 92) montre, sur ses chantiers, une drague Levat, munie de ces divers dispositifs.

VI. **Séparation de l'or.** — Le classement préalable, dont je viens d'exposer les principes, facilite beaucoup la séparation de l'or dans les sluices. Le calcul de la section nécessaire est, en effet, des plus

PL. II. (*Page 233*)



Imp. Monrocq, 3 Rue Sugey. Paris.

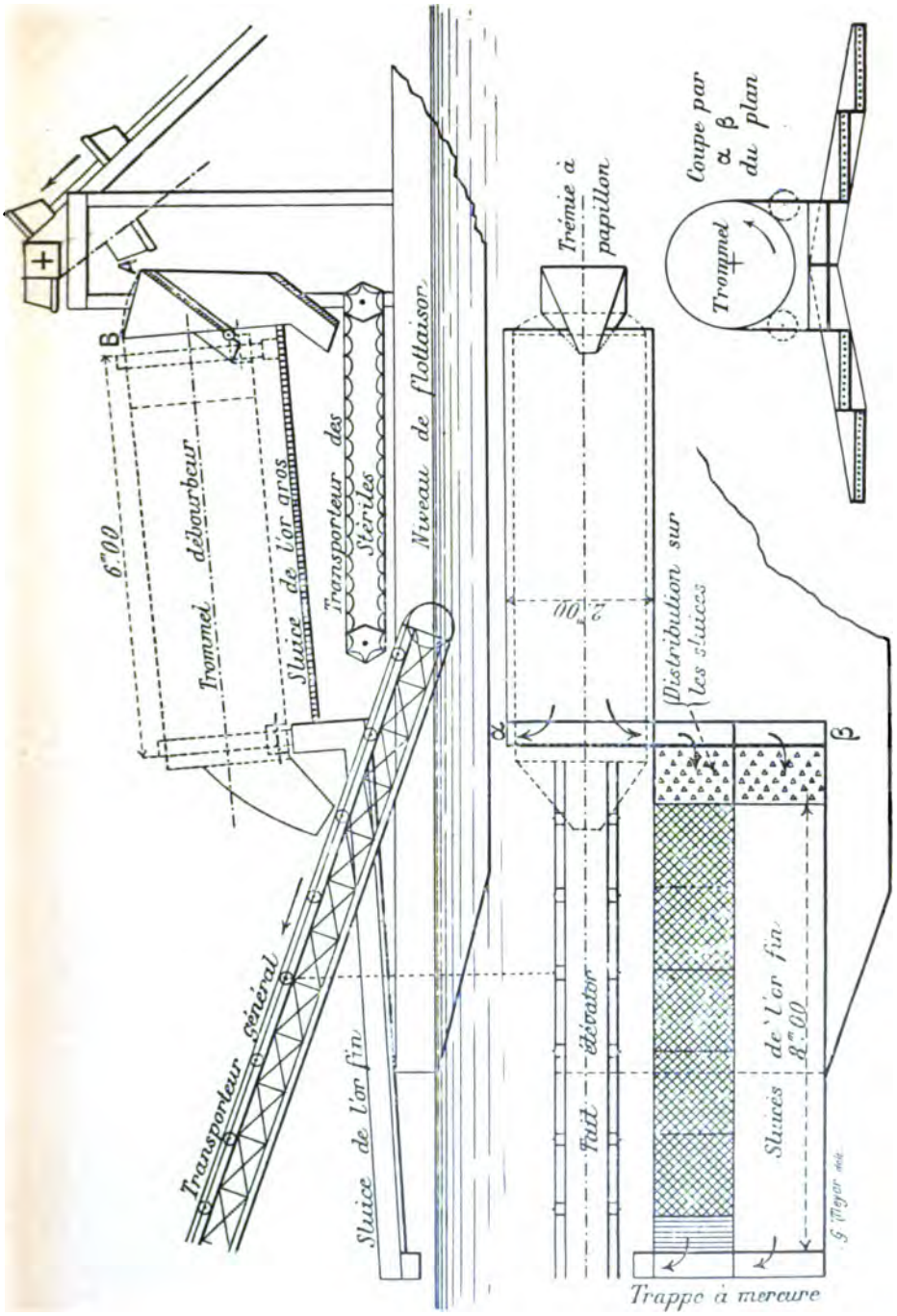


Fig. 91. — Drague Levat. Schéma du dispositif pour l'évacuation, à part, des stériles.

simples, puisque d'une part on connaît le volume d'alluvion diluée à passer par seconde et que, d'autre part, la vitesse maxima à partir de laquelle les entraînements d'or se produisent est aussi un fait établi expérimentalement pour les diverses natures d'or alluvionnaire.

On doit disposer les sluices de manière à pouvoir faire varier leur pente. En général cette dernière ne s'écarte pas beaucoup du chiffre de 6 à 8 0/0.

Riffles et under-currents. — Dans les dragues fluviales que j'établis, j'opère un deuxième classement après un certain parcours dans le sluice initial, au moyen d'un *under-current*, sorte de toiture à double pente dont les barreaux sont écartés de 5 millimètres, qui élimine par simple cascade les grenailles comprises entre 15 et 5 millimètres. Les boues fines qui traversent cette grille contiennent encore de l'or très fin et de l'or flottant qui est retenu sur le sluice de queue au moyen de dispositifs appropriés. Les riffles, c'est-à-dire les casiers métalliques garnissant les fonds des sluices chargés d'arrêter l'or qui chemine sur les fonds ont été et sont encore l'objet d'innombrables variantes. Les Américains peuvent se contenter, dans leurs immenses sluices hydrauliques, de procédés rudimentaires vu l'énorme développement de leurs canaux d'évacuation et les occasions multiples offertes aux parcelles de métal précieux, pour s'arrêter et s'amalgamer en route; mais il n'en est pas de même sur les dragues, où ces dispositifs doivent être étudiés très soigneusement.

C'est par là que pèchent les dragues néo-zélandaises, qui se construisent sur un modèle à peu près immuable, sans qu'on se préoccupe de donner au courant des matières entraînées par l'eau des surfaces d'épandage convenables. Aussi toutes ces dragues perdent l'or fin, et on peut considérer qu'elles ne retirent pas de l'alluvion une proportion supérieure aux deux tiers de la teneur totale. On cherche avant tout à remuer de gros cubes, pour en retirer l'or facile à sauver, et on ne se préoccupe pas du reste. L'importance du cube passé doit payer le déchet dans le rendement.

Dans les dragues bien construites, on doit arriver à retenir sur les tables d'épandage l'or aussi fin que de la farine, et ce, sans frais supplémentaires, uniquement grâce à une distribution logique des sections, des pentes et des surfaces d'écoulement, combinée avec un classement soigné, en grosseur.

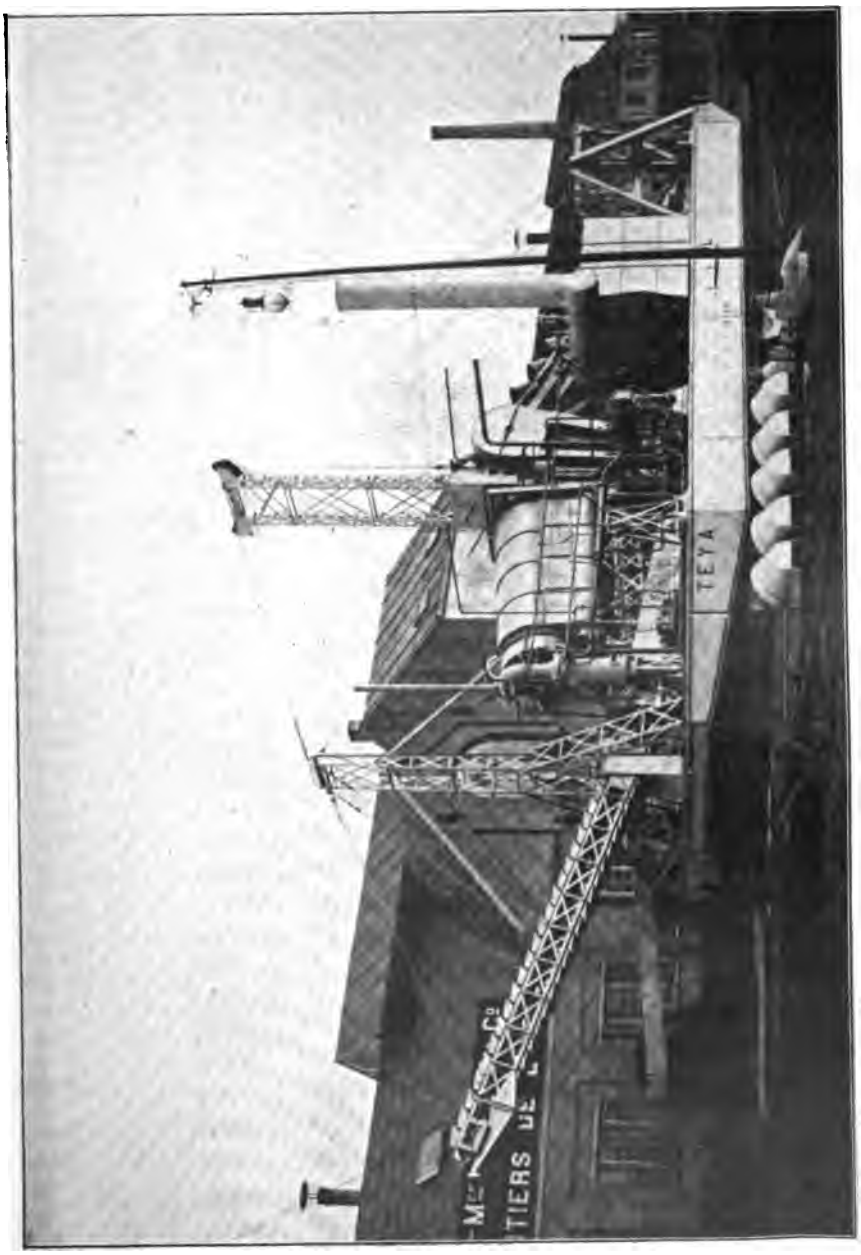


Fig. 92. — Drague Levat avec évacuation à part des stériles superficiels.

Comme contre-partie, diamétralement opposée, on peut citer les sluices sibériens, dont la longueur ne dépasse jamais 9 mètres et dans lesquels on arrive cependant à retenir d'une manière très complète l'or, même fin, contenu dans l'alluvion.

Les dispositifs pour l'or gros et moyen varient à l'infini, et il serait oiseux de vouloir en faire ici la nomenclature. Pour l'or fin, qui constitue la difficulté majeure de ce captage du métal précieux, je ne connais rien de plus efficace et de plus simple que les tapis en fibres de coco (*cocoanut-matting*), recouverts soit de plaques métalliques, perforées en quinconce, soit même simplement d'un réseau de fil de fer.

VI. **Manœuvre et papillonnage.** — *Papillonnage sur point fixe.* — Je suis arrivé à simplifier considérablement la manœuvre des dragues à or et à assurer le nettoyage complet du bed-rock constituant le fond des placers, en remplaçant le papillonnage sur câbles ou chaînes par le *papillonnage autour d'un point fixe*, constitué par un pieu traversant la coque et venant s'implanter dans le fond du terrain.

On sait que la manœuvre du papillonnage consiste dans le mouvement alternatif de va-et-vient qu'on imprime à la drague pour présenter successivement chacun des godets de la chaîne à une portion non entamée du front de taille sous-marin. En combinant ce mouvement latéral avec des abaissements successifs de l'élinde après chaque passe, on arrive, à raboter, pour ainsi dire une série de gradins dans le fond de l'eau jusqu'à ce qu'on atteigne à la profondeur maxima de dragage. Il faut, quand on opère simplement au moyen de quatre chaînes, un chef de drague très habile pour qu'il ramène, après chaque va-et-vient, l'appareil dans sa position initiale. Il en est rarement ainsi, et il reste généralement entre deux passes consécutives des *triangles allongés de terrain non excavé*. Cet inconvénient n'a pas une grande importance dans les dragages maritimes et fluviaux ordinaires; mais il n'en est pas de même dans les dragages aurifères. Ces lambeaux inattaqués de l'alluvion voisine du bed-rock sont, en effet, *les parties les plus riches* en métal précieux, et c'est justement après avoir dépensé beaucoup d'argent pour enlever les déblais superficiels stériles ou légèrement aurifères qu'on *laisse échapper la meilleure partie de la recette* par un dépouillement insuffisant du fond.

Le papillonnage sur piquet fixe supprime cet inconvénient, car toutes les passes, s'exécutant autour d'un même centre, forment un tore à axe vertical descendant depuis la surface jusqu'au bed-rock lui-même. Une fois cette limite atteinte, l'emploi des piquets permet, comme on va le voir, d'avancer d'une quantité déterminée, qui, par construction, est justement égale à la longueur sur laquelle les godets mordent et rabotent horizontalement le fond sous-marin du champ de dragage.

A cet effet, mes dragues sont munies de deux forts piquets en bois ou en fer encastrés à frottement doux dans une gaine reliée à la coque. Les piquets métalliques sont constitués par deux grands tubes en tôle d'acier de $0^m,40$ de diamètre terminés par une pointe en fonte durcie. Chacun de ces piquets pèse 1.500 kilogrammes. On fait varier leur poids, à volonté, en les remplissant plus ou moins d'eau. Leur étanchéité à vide permet de les faire flotter, de les remorquer sur les rivières et de leur faire passer les sauts, au moment du transport avant le montage. Ils sont manœuvrés par une potence avec renvois de poulies, actionnées par un treuil à vapeur, ce qui permet de les relever ou de les mouiller au commandement du chef de manœuvre.

Les piquets en bois dur, qui sont fournis par la forêt voisine, sont plus souples et plus recommandables que ceux en fer. Il faut leur donner au moins $0^m,60$ de diamètre.

La distance de ces piquets est égale à celle dont il faut avancer la drague à chaque passe nouvelle pour assurer le dépouillement complet du fond.

Le papillonnage s'exécute en prenant pour centre l'un quelconque des piquets, l'autre étant relevé; et la manœuvre de va-et-vient s'opère uniquement au moyen de deux chaînes passant à tribord et à bâbord sur des renvois de poulies, actionnées par un treuil à vapeur. Lorsqu'on veut procéder à l'avancement de la drague, après avoir atteint le bed-rock, on commence par relever l'élinde au niveau supérieur de l'alluvion, puis on fait à blanc la manœuvre suivante :

Supposons que la drague se trouve dans sa position normale droite au courant, et qu'on papillonne sur le piquet babord.

1° Venir de 30° sur babord et planter le piquet tribord;

2° Relever le piquet babord et papillonner de 60° sur tribord;

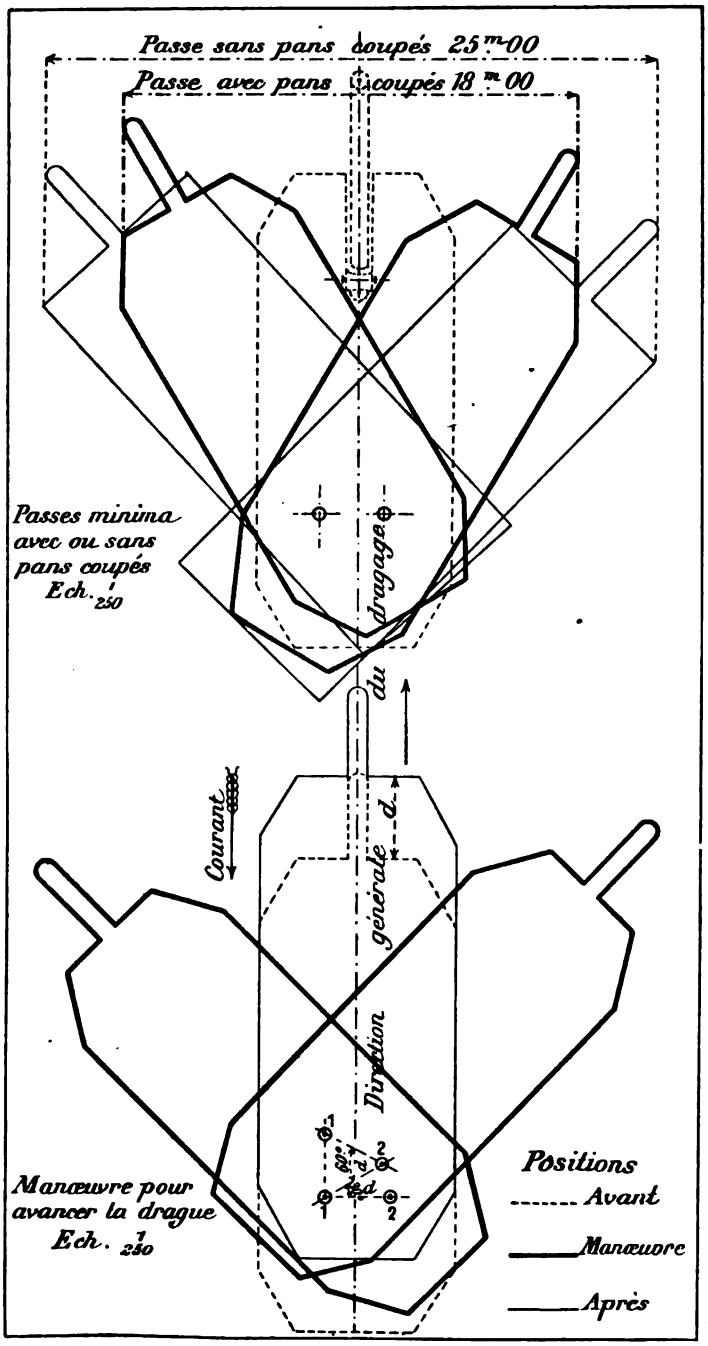


FIG. 93. — Papillonnage sur piquet fixe.

3° Replanter le piquet bâbord, relever le piquet tribord et reprendre le travail.

La figure 93 rend clairement compte de cette manœuvre.

La drague se trouve avoir progressé, dans la direction de son avancement, de deux fois le sinus de 30°, c'est-à-dire, exactement, *de la distance des deux piquets*. On commence alors à enlever un nouveau tore qui s'emboîte parallèlement avec le premier, ce qui, par conséquent, assure *automatiquement l'enlèvement complet de toute l'alluvion* sur sa hauteur totale.

On peut, dans ces conditions, confier la manœuvre de la drague à des *mécaniciens ordinaires* n'ayant pas la pratique consommée qu'exige la manœuvre des dragues actionnées par quatre et même, pour parler plus exactement, par cinq chaînes, en tenant compte de celle sur laquelle est mouillée la drague vers l'amont, chaîne que l'emploi du piquet fixe rend inutile.

VII. **Machinerie.** -- On voit par les descriptions qui précèdent qu'il est nécessaire, vu la multiplicité des opérations à exécuter à bord, d'avoir une machinerie assez complète pour actionner les divers organes. J'ai fait ressortir les avantages des machines indépendantes ; mais il est clair aussi qu'on multiplie beaucoup les frais d'entretien, de graissage et de surveillance en adoptant cette solution.

Je me suis arrêté pour les dragues du type de 50 mètres cubes à l'heure, destinées aux pays dénués de ressources et de voies de communication, à l'emploi de quatre machines distinctes, à savoir :

Machine motrice principale. — 1° Une machine pouvant donner 40 à 50 chevaux effectifs sur l'arbre, destinée à actionner la chaîne à godets l'élévateur de queue et le trommel classeur, ce dernier pouvant recevoir des vitesses variables par un jeu de poulies différentielles. La commande qui réunit ces appareils avec la machine motrice, se fait par des courroies et non par des engrenages. C'est là une condition essentielle qui met ces appareils à l'abri d'un accident par suite d'une erreur ou de malveillance; la courroie devant glisser ou sauter avant qu'une résistance inopinée amène des ruptures dans les organes en mouvement.

Pompe centrifuge. — 2° Une forte pompe centrifuge actionnée par

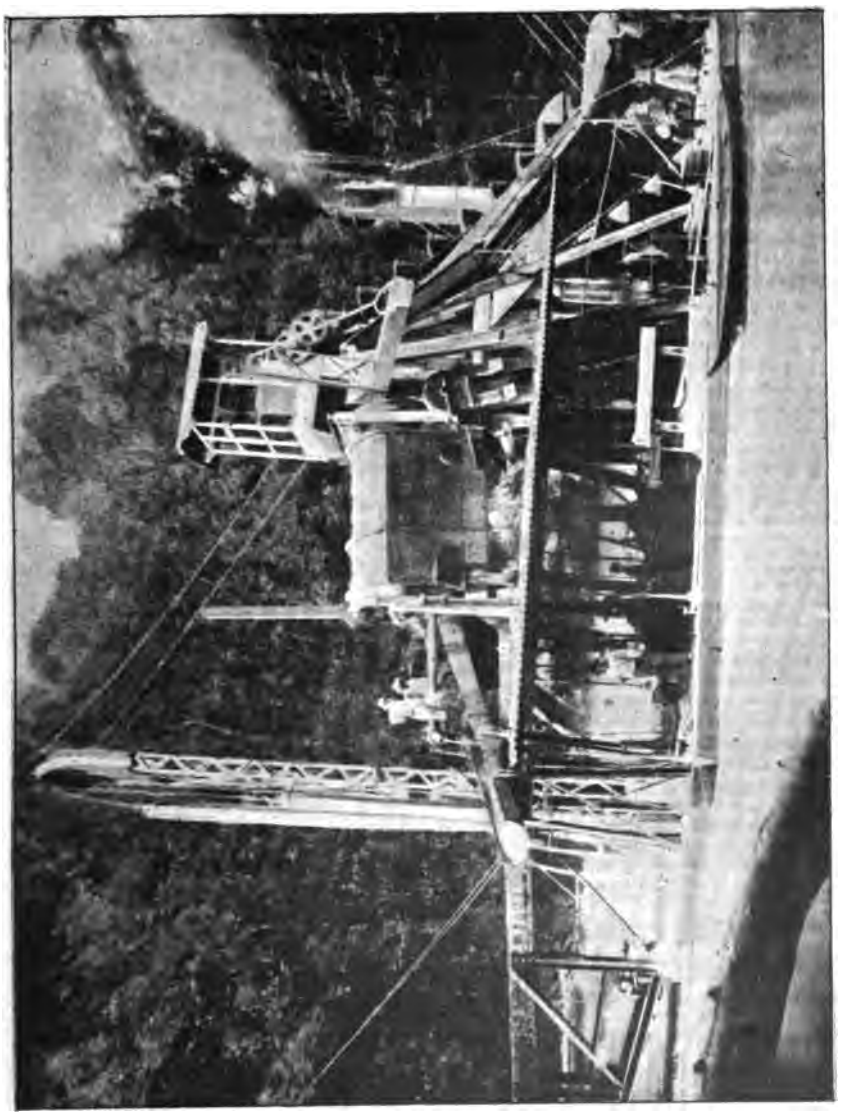


FIG. 94. — Drague Levat (type fluvial), draguant la rivière Courcibo (Guyane française).

une machine indépendante attelée directement sur l'arbre. Il est absolument indispensable que cette machine puisse marcher quand tous les autres organes sont au repos.

Treuil de manœuvre. — 3° Un treuil à vapeur portant deux arbres et six poupées indépendants; l'un de ces arbres doit pouvoir être mis à demi-vitesse avec redoublement d'engrenage, de manière à faire un effort de 6 tonnes au moyen d'un palan à six brins. Deux de ces poupées servent au papillonnage, deux autres à la manœuvre des pieux. La cinquième commande les mouvements verticaux de l'élinde, et enfin la sixième, susceptible de l'effort de 6 tonnes, sert pour les manœuvres de force : enlèvement des troncs d'arbres, des grosses pierres, etc., qui peuvent entraver la marche des godets.

Pompe de compression. — 4° Une pompe de compression genre Worthington pouvant débiter 12 à 15 litres par seconde à une pression de 4 atmosphères, destinée à arroser abondamment, en sens inverse de leur progression, les matières en cours de débourbage dans le trommel et aussi à déboucher les trous de ce dernier par un dispositif spécial. En outre, cette pompe sert au nettoyage des sluices au moment du « clean-up ».

Tel est le minimum de la machinerie actionnant une drague à or. Il y a avantage, lorsqu'on n'est pas retenu par des considérations d'économie ou par celles, encore plus importantes, de limitation dans les poids, à actionner l'élinde par une machine spéciale formée d'un treuil-applique fixé sur un des montants de la potence qui supporte l'élinde. Cette machine-applique est manœuvrée par un jeu de tringles placé sous la main du chef dragueur. Les mouvements de l'élinde dans le sens vertical sont extrêmement fréquents, surtout lorsque le bed-rock n'est pas horizontal, cas qui se présente souvent. Il faut, dans ces conditions, pour vider complètement les déclivités du fond, varier constamment la profondeur du dragage sans interrompre le mouvement général du papillonnage de l'appareil sur tribord ou sur bâbord. On comprend sans peine que la machine indépendante actionnant l'élinde facilite beaucoup le nettoyage parfait du bed-rock et assure la récolte complète des parties les plus riches de l'alluvion.

Application de l'électricité au dragage. — On devine, par l'énumération qui précède, l'avantage que présentent les dragues action-

nées par l'électricité sur les dragues à vapeur. La multiplicité des machines motrices, qui complique d'une façon incontestable le fonctionnement d'une drague à vapeur, disparaît quand il suffit d'actionner les divers organes par un certain nombre de réceptrices électriques alimentées par une génératrice unique. Cette dernière, comme je l'ai dit précédemment, peut être placée à terre dans des conditions évidemment plus favorables, au point de vue de l'installation même de la machine et du chauffage des chaudières que lorsque ces divers appareils se trouvent à bord. L'avantage est plus sensible encore lorsque le courant électrique peut être emprunté à une force hydraulique située dans un rayon suffisamment rapproché pour que le transport de l'énergie ne représente pas un capital trop considérable immobilisé sous forme de conducteurs.

Alimentation par condensation. — Comme on dispose toujours d'une quantité d'eau suffisante pour assurer la condensation des machines, l'eau d'alimentation est toujours pure et ne donne pas d'engorgement dans les tubes. La pompe de circulation est constituée par la centrifuge qui fournit l'eau au trommel, l'eau chaude n'ayant aucun effet nuisible sur le lavage.

VIII. **Des chaudières.** — Les types de chaudières à employer n'offrent rien de particulier lorsque les conditions de transport et de montage ne présentent aucune difficulté au point de vue de la division des poids. Ce n'est généralement pas le cas, et; en particulier, pour les dragues que je construis à destination des pays tropicaux, le choix des chaudières multitubulaires à éléments légers, genre Niclausse ou Durr, est tout indiqué. La seule pièce un peu encombrante, qui est le réservoir de vapeur, peut être divisée en plusieurs morceaux, et sa forme cylindrique permet de la rouler sans dommage.

Grilles pour chauffer au bois. — Le chauffage au bois, qui est très fréquent dans les installations de ce genre, exige des dimensions de foyers *considérablement supérieures* à celles auxquelles sont habitués nos constructeurs d'Europe, qui ne connaissent guère que le chauffage à la houille. On peut admettre en principe que le rapport d'une surface de grille nécessaire pour brûler du bois à celle d'une capacité calorifique équivalente, brûlant de la houille,

doit être dans la *proportion de* 3 *à* 1. Il est indispensable aussi de prévoir une *profondeur suffisante du foyer* au-dessous du niveau des portes de chargement, tandis que, dans les grilles à houille, les barreaux affleurent d'ordinaire au niveau de ces portes.

Ce dispositif a l'avantage de permettre la combustion du bois *sur une forte épaisseur*. Dans ces conditions, le bois distille une grande partie de l'eau qu'il contient avant de s'enflammer et donne dès lors son maximum d'effet utile. De plus, en opérant ainsi, il ne reste pas sur la grille de places dépourvues de combustible par lesquelles l'air froid, en s'engouffrant, vient faire tomber la pression. Il est essentiel de s'assurer que ces diverses conditions sont bien remplies en faisant en Europe les essais de réception du matériel avec chauffage au bois et non, comme on le fait trop souvent par raison d'économie, avec de la houille, en bouchant avec des briques la majeure partie de la grille.

Prix de revient du dragage. — *Personnel nécessaire.* — Une drague à or du type de 50 mètres cubes à l'heure, chauffée au bois, fonctionnant normalement dix heures par jour, exige pour sa conduite 4 hommes en sus du chef dragueur, à savoir :

1 chef de drague, commandant la manœuvre;

1 mécanicien à la machine motrice;

1 chauffeur à la chaudière;

1 manœuvre pour le service des treuils, assurant le graissage et servant d'aide au mécanicien;

1 ouvrier laveur.

Il faut prévoir, en outre, le personnel nécessaire pour couper et tronçonner le bois et l'apporter à bord, ou des rouleurs si on emploie la houille comme combustible pour la production de la vapeur. En Guyane, par exemple, il faut compter pour couper et transporter à bord le bois nécessaire au chauffage, environ 10 hommes, ce qui représente, avec le personnel du bord, les indisponibles, les malades, le cuisinier, etc., une équipe totale de 20 hommes pour assurer la marche de l'appareil pendant une journée de dix heures. En cas de marche continue de jour et de nuit, il n'est pas nécessaire de prévoir un doublement complet d'effectif, car la corvée de jour des bûcherons, légèrement renforcée, peut parfaitement suffire pour préparer et mettre à bord le bois nécessaire au chauffage de nuit. Une

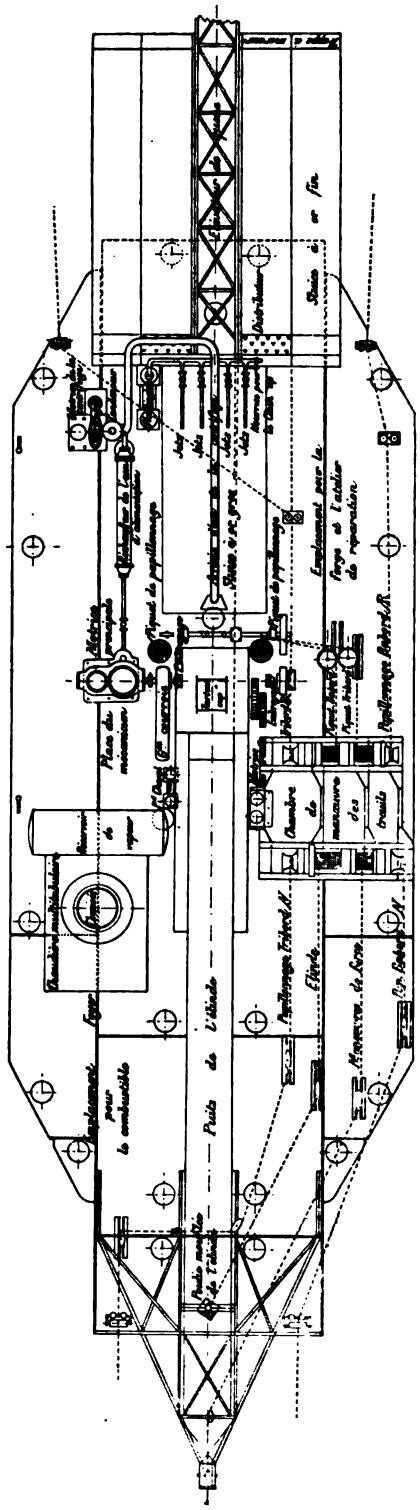


FIG. 95. — Drague Levat, type normal, avec grand élévateur en queue et évacuation à part des stériles.
Plan d'ensemble (trommel enlevé).

équipe totale de 30 hommes est donc largement suffisante pour assurer le travail continu de jour et de nuit d'une drague de 50 mètres cubes à l'heure, chauffée au bois, travaillant en pays tropicaux.

Une drague plus puissante, de 80 à 100 mètres cubes à l'heure, par exemple, n'exige pas un personnel plus nombreux que celui ci-dessus indiqué. C'est là, il faut le dire, le principal avantage que, j'ai fait ressortir dès le début de cette étude à savoir que *l'emploi des procédés mécaniques sur les placers est, pour ainsi dire indépendant du prix du revient de la main-d'œuvre, sur les lieux où s'exécute le dragage.* On verra en effet plus loin, par quelques exemples tirés de la pratique, que le coût de la main-d'œuvre est un des éléments secondaires du prix de revient.

Les réparations, le combustible, l'entretien courant et surtout l'amortissement de l'appareil jouent au contraire un rôle prépondérant. Ce dernier élément varie, cela va sans dire, avec les estimations et le cubage des placers sur lesquels sont montés ces appareils; mais je suis d'avis qu'en tout état de cause, même sur des placers où des cubes d'alluvion assurant une exploitation prolongée sont officiellement reconnus, il ne convient pas de dépasser, pour l'amortissement d'une drague à or, *une durée de cinq années.*

Voici maintenant quelques chiffres destinés à fixer les idées sur les prix de revient extrêmement bas auxquels on est arrivé dans ces derniers temps, pour le dragage des alluvions aurifères en Nouvelle-Zélande et aux États-Unis.

Prix de revient du dragage aux États-Unis. — J'ai donné, dans un ouvrage récent, des renseignements complets sur les dragages américains. Voici les principaux chiffres résumés :

DRAGUE DE LA RIVIÈRE BARMACK (CALIFORNIE)

Longueur	31m,08
Largeur	10m,97
Tirant d'eau	0m,91
Poids total	317 tonnes.

2 chaudières de 125 chevaux chauffées au bois.

Capacité des godets	148 litres
Débit par minute	14 godets
Débit théorique par heure	1.243 mètres cubes.

Prix de revient du dragage : 0 fr. 62 *par mètre cube*, amortissement de la drague non compris.

Dragages a Oroville (Californie). — Le centre le plus important des dragages aurifères en Californie se trouve à Oroville. Les conditions y sont en effet excellentes, et je me souviens avoir vu, personnellement, en 1886, à Oroville même, une exploitation *payante* des graviers de la rivière au moyen d'une cloche à air comprimé, identique à une installation pour l'établissement d'une culée de pont, au moyen de laquelle on allait chercher le gravier payant sur le bed-rock. Il fallait y trouver des teneurs vraiment élevées pour qu'une pareille méthode fût rémunératrice.

Sur 28 dragues construites dans cette localité, 27 sont en service et donnent des résultats favorables, et le claim sur lequel la seule drague non profitable avait été installée est actuellement exploité par une Société qui donne des dividendes. Le type était mal choisi. Plusieurs dragues sont en cours de construction, et on pousse activement les prospections destinées à accroître la surface reconnue comme payante par le dragage.

Les graviers aurifères d'Oroville présentent une particularité, c'est qu'ils reposent sur un *faux bed-rock* assez horizontal et très tendre, composé par un lit de tufs volcaniques recouvrant d'autres graviers *non payants*. Les gros blocs dépassant un volume de 1/10 de mètre cube sont rares et le gravier à draguer est tendre aussi, n'exigeant pas de coups de mine préalables pour être attaqué. Il n'en est pas de même pour les anciens lits de la rivière, dont les restes, formant terrasses, doivent être attaqués par les explosifs pour être désagrégés. Il est nécessaire de les abattre, car ils surplombent et menacent, en s'écroulant, d'endommager l'élinde et même la drague elle-même. Il suffit d'ailleurs d'ébranler la masse par un nombre de coups de mine assez restreints, 80 à 100 par hectare. On pousse ces trous de mine jusqu'au niveau de l'eau seulement, chacun recevant une charge de 45 à 50 kilogrammes de dynamite n° 2. Cette dépense supplémentaire augmente le prix de revient du mètre cube d'environ 12 centimes.

Le gravier se trouve à une profondeur variant entre 6 et 20 mètres, avec un bed-rock assez uni. La teneur est régulièrement distribuée sur des surfaces considérables, variant de 0 fr. 40 à 1 fr. 25 au mètre cube, l'ensemble du district dragable d'Oroville

ayant, selon toute probabilité, une moyenne de 0 fr. 60 par mètre cube.

L'or est fin, aussi les trommels sont-ils à la perforation de 3 millimètres seulement. Le climat permet de draguer toute l'année. Le district, ayant été organisé pour l'exploitation hydraulique, dispose d'un excellent système de canaux d'arrivée. Une drague peut être largement approvisionnée d'eau au moyen d'une dépense de 625 francs par mois. La force motrice est aussi à discrétion au prix de 7 centimes par kilowatt-heure.

Voici maintenant les conditions de prix de la main-d'œuvre :

PERSONNEL NÉCESSAIRE POUR UNE DRAGUE

				francs
1 chef dragueur	à 25 francs	par jour	.....	25,00
3 manœuvres aux treuils	à 15	—	.....	45,00
3 graisseurs	à 12,50	—	.....	37,50
1 forgeron	à 17,50	—	.....	17,50
1 aide	à 12,50	—	.....	12,50
2 Chinois	à 8,75	—	.....	17,50
		TOTAL	.....	155,00

Il faut ajouter à ce chiffre le salaire d'un surveillant chef, qui contrôle en général plusieurs dragues. Les hommes aux treuils et les graisseurs font huit heures; le forgeron et l'aide, dix heures. Les Chinois sont occupés au nettoyage du terrain et à la manœuvre des corps morts d'ancrage.

La prospection, à Oroville, présente quelques particularités : on opère par sondages à tiges, uniquement lorsqu'on est gêné par l'eau. En terrain sec, on préfère les puits, qui reviennent meilleur marché que les trous de sonde, à cause du bon marché relatif de la main-d'œuvre chinoise.

Le premier réseau de sondage comporte un trou pour 2 ou 4 hectares. On resserre notablement les mailles de ce réseau dans le voisinage de l'emplacement choisi pour l'érection de la drague, pendant la durée de la construction et de l'installation de cet appareil. Dans ces graviers coulants, les résultats des sondages à tiges sont fréquemment faussés *en moins* à cause des coups répétés qu'il faut donner pour enfoncer la pompe de succion au moyen de laquelle on nettoie le fonçage, ce qui fait descendre et échapper les particules de métal précieux le long des parois. Le fonçage est fait au moyen

d'appareils à vapeur ou à pétrole. Le prix de revient des trous est d'environ 50 francs le mètre.

Les dragues d'Oroville sont conformes au modèle, désormais classique, de la drague à godets; mais elles sont étudiées en vue de réduire au minimum les frais d'entretien et de réparation, lesquels entrent dans le prix de revient pour 20 à 30 0/0.

Les premières dragues ont été construites avec des godets, de 70 litres; on a augmenté cette dimension jusqu'à 135 litres (5 pieds cubes). On a même installé, avec un assez bon succès, une drague avec des godets de 7 1/2 pieds cubes (200 litres). Cet appareil, qui présentait quelques défectuosités, a été suivi par un modèle plus perfectionné, mais ayant la même capacité de godets, qui est en cours de construction.

Des dragues avec godets de 297 litres et de 324 litres sont en service dans d'autres districts; mais il est impossible de comparer les résultats de ces divers appareils, sans tenir compte des conditions locales dans lesquelles ils travaillent. Deux dragues à godets de 135 litres, construites pour draguer à 20 mètres de profondeur, sont en ce moment en train de subir la pratique de l'expérience dans les difficiles conditions de dragage de la rivière Yuba.

Les avantages des grands godets résident dans l'accroissement du cube dragué avec des frais pratiquement constants de main-d'œuvre. On peut aussi enlever de plus gros rochers, et enfin, il semble que les frais de force motrice et ceux de réparations sont moindres aussi, proportionnellement parlant.

Les inconvénients de ces énormes appareils sont, tout d'abord, la dépense initiale qu'ils exigent, l'obligation de transporter et de manœuvrer pendant le montage aussi bien qu'au cours des réparations des pièces très lourdes, et surtout la difficulté de séparer efficacement l'or des énormes masses d'alluvions, accrues de 10 fois leur volume d'eau, qu'il s'agit de faire passer en courants réguliers sur les tables à or. Il semble bien que les godets de 200 litres (7 pieds cubes) sont un maximum qu'il ne convient pas de dépasser dans le district d'Oroville.

Les pertes d'or se produisent : 1° à la sortie des sluices, par échappement de l'or en farine; 2° par lavage imparfait des cailloux entraînant une certaine quantité de glaise, qui est évacuée avec eux; 3° par suite du nettoyage imparfait du bed-rock, et enfin, par les fuites des

godets pendant la montée. Des essais répétés à la sortie des tables montrent que le déchet est presque négligeable et ne dépasse pas, en moyenne, 10 centimes de valeur d'or par mètre cube. On peut dire qu'avec un bon chef dragueur le rendement en or retiré d'une alluvion exploitée par drague à or atteint 90 0/0.

Le travail des grosses dragues d'Oroville a mis une fois de plus en évidence la nécessité de construire ces appareils dans des conditions de solidité exceptionnelles. La drague à godets de 200 litres, actuellement en construction à Folsom, a des axes de la chaîne à godets de 150 millimètres de diamètre, et le reste en proportion. On attend de cet appareil une production mensuelle de plus de 80.000 mètres cubes.

Prix de revient du dragage. — Les prix ci-dessous s'appliquent à une drague ayant des godets de 94 litres, ce qui est considéré à Oroville comme une dimension plutôt faible.

Cette drague travaille sur les graviers du lit majeur de la Feather River et sur ses affluents, c'est dire que c'est une drague qui travaille dans un *bassin artificiel* où il *faut maintenir l'eau par pompage*. Voici les chiffres mensuels pour l'année 1903 :

1903 — MOIS	MÈTRES CUBES excavés	0/0 DE TEMPS de marche effective	COUT, EN CENTS PAR YARD CUBE				PRIX TOTAL	
			Main d'œuvre	Combustible	Réparations et fournitures	Frais généraux	En cents par yard cube	En centimes par mètre cube
Décembre....	26.250	68,78	3,82	2,21	1,30	3,98	11,31	78,31
Janvier.....	27.750	67,61	3,06	1,73	2,76	0,23	7,78	53,93
Février.....	28.300	86,16	2,76	1,99	1,14	0,62	6,51	45,14
Mars.....	30.375	65,88	2,50	1,81	0,38	0,28	4,97	34,6
Avril.....	18.500	42,68	3,92	1,70	4,14	0,35	10,1	69,3
Mai.....	25.150	74,33	3,22	2,38	3,70	0,16	9,46	66
Juin.....	33.650	87,76	2,34	1,73	2,39	0,22	6,68	46,3
Juillet.....	26.500	72,44	3,15	1,96	2,80	0,18	8,09	60
Août.....	37.000	84,80	2,35	1,31	3,35	0,10	7,11	49
Septembre...	26.665	88,79	3,05	1,90	2,85	0,32	8,12	56,5
Octobre.....	27.000	88,68	2,97	2,29	2,07	3,19	10,52	69,6
Novembre....	28.500	88,43	2,70	1,99	4,33	0,26	9,28	63,7
Décembre....	28.875	86,73	2,85	1,75	0,87	0,17	5,64	38,9
Moyennes..	27.982	77,11	2,91	1,89	2,41	0,75	7,96	54,81

Une profondeur de dragage de 10 à 15 mètres est considérée comme très courante à Oroville. Dans la colonne « main-d'œuvre » est compris le salaire du surveillant général ainsi que celle em-

ployée aux réparations qui se font par l'équipage sans recourir aux ateliers du dehors. Le chiffre élevé des frais généraux s'explique par les dépenses de cette nature faites avant la mise en marche. Les crues d'Avril se font ressentir sur le faible chiffre d'extraction de ce mois-là. Les frais de pompage de l'eau depuis la rivière jusqu'au bassin dans lequel flotte la drague ont été accrus jusqu'au moment où on a traité pour l'acquisition de l'eau d'un « flume » voisin.

En 1904, il a fallu ajouter les frais comprennent l'achat d'un jeu entièrement neuf de godets pour l'élévateur de queue, acheté en Janvier 1904, et actuellement à peu près usé, de sorte que, une fois toutes ces dépenses payées, le prix de revient pour l'année 1904 sera un peu supérieur à celui de 1903, bien qu'on ait extrait environ 30.000 mètres cubes de plus.

Le tableau ci-dessus ne comprend ni l'intérêt ni l'amortissement du capital investi dans l'achat du terrain et de la drague.

Voici maintenant les chiffres pour une drague de 135 litres de capacité de godets dont j'ai parlé plus haut. Cette drague a coûté 225.000 francs, chiffre très inférieur à ce qu'on paie pour les dragues actuelles du même type. Le terrain dragué était d'une attaque facile. Voici les résultats pour l'année 1903 :

Proportion du temps de travail effectif..... 69,4 0/0
Cube excavé, mesuré sur l'excavation. 356.000 mètres cubes.

Prix de revient moyen :

	Par yard cube (cents)	Par mètre cube (centimes)
Main-d'œuvre	1,85	12,82
Force motrice	1,15	7,97
Réparations et fournitures	3,46	24,00
Frais généraux	1,25	8,66
TOTAUX	7,71	53,44

Les frais de main-d'œuvre comprennent la prime du surveillant chef par yard cube. Les frais généraux couvrent les dépenses de ce genre à Oroville et à San Francisco, les taxes, assurances, frais de réalisation et ceux de prospection.

Il convient d'ajouter à ce chiffre l'intérêt du capital d'achat de la drague et l'amortissement à 10 0/0 du coût initail de la drague ensemble, environ 12 à 13 cents par yard cube, ou 75 *cen-*

times par mètre cube excavé et lavé. Il est prudent de compter un amortissement de 10 centimes par mètre cube pour la dépréciation du terrain, qui n'a qu'une durée limitée et qu'il faut amortir aussi en tant que prix d'achat.

Cela fait un prix de revient total réel de 0 fr. 85 environ par mètre cube.

Pour montrer combien les chiffres de prix de revient du dragage peuvent varier quand on examine seulement une courte période, je citerai une drague à godets de 135 litres, dernier modèle, qui a travaillé à Oroville sur des alluvions très faciles et tendres à une profondeur de 12 mètres (Mois de Septembre 1904) :

Cube excavé mesuré ..... 72.000 mètres cubes.

Prix de revient :

	En cents par yard cube.	En centimes par mètre cube.
Main-d'œuvre	0,957	6,6355
Force motrice.....	0,999	6,9264
Fournitures.....	0,935	6,4827
Divers.....	0,430	2,981
Taxes et assurances	0,1075	0,745
TOTAL.....	3,4285	23,7706

Il n'y a pas eu pendant ce mois-là, de réparations en dehors de celles qu'exécute couramment l'équipage et qui ne demandent pas d'arrêt. Cette même Compagnie a travaillé pendant plusieurs mois avec un prix de revient dépassant 20 cents par yard cube, c'est-à-dire plus de six fois supérieur à son prix de Septembre dernier. On voit donc que, dans ce genre d'exploitation, il ne faut se fier qu'à des moyennes suffisamment prolongées.

On peut considérer que, dans les conditions particulièrement favorables dans lesquelles se trouve le district d'Oroville au point de vue de la nature des alluvions et du prix de la main-d'œuvre, de l'eau et de la force motrice. Le prix de revient moyen actuel des dragues en service est au moins de 7 cents au yard cube, c'est-à-dire, en mesures métriques, de 50 centimes environ au mètre cube.

Les exploitants prétendent arriver, grâce aux progrès constants dans la construction des dragues et à la diminution des frais généraux en les répartissant sur un plus grand nombre d'appareils, à

atteindre un prix de revient ne dépassant pas 3 à 5 cents, c'est-à-dire 28 *à* 35 *centimes par mètre cube.*

Drague de la rivière Yuba (*Californie*). Construite en 1896, dans les ateliers Risdon, à San Francisco :

Longueur	30m,47
Largeur	7m,01
Tirant d'eau	0m,91
Capacité des godets	85 litres
Débit par minute	15 godets
Débit théorique par heure	68 mètres cubes
Profondeur maxima du dragage	14 mètres.

Prix de revient du dragage, 0 fr. 35 *par mètre cube.*

Drague électrique F.-L. Graves. Construite en 1897 : le prix de revient a été de 4 1/2 cents par yard cube (0mc,764), soit : 0 fr. 31 *par mètre cube.*

Drague Kankakee. Construite en 1898 par The Hammond Manufacturing C°, de Portland (Orégon) ; je n'ai pas vu personnellement travailler cette drague. Les constructeurs annoncent les résultats suivants :

Avec du charbon à 31 francs la tonne, la journée d'ouvrier à 15 fr. 50, la dépense journalière de l'appareil est de :

Main-d'œuvre, 6 hommes	93 francs
Combustible, 2 tonnes	62 —
Entretien, réparations	103 —
TOTAL	258 francs

Capacité théorique par journée de 10 heures : 2.000 yards ou 1.528 mètres cubes.

Prix de revient :

$$\frac{258}{1.528} = 0 \text{ fr. } 168.$$

Ce prix ne comporte, comme on le voit, ni frais généraux, ni amortissement de l'appareil.

Prix d'une drague à or. — Le coût d'une grande drague, montée et mise en marche sur le placer, ne descend guère au-dessous de 300 à 400.000 francs, ce qui fait, par jour de travail effectif, (300 jours par an), environ 200 à 250 francs à ajouter au prix technique pour assurer l'amortissement en cinq ans.

Cela ferait, dans le dernier cas envisagé, environ 0 fr. 32 *par mètre cube extrait.*

Prix de revient du dragage en Nouvelle-Zélande. — Voici un tableau extrait du dernier Rapport Officiel du Service des Mines de la Nouvelle-Zélande, qui montre à quel degré de perfection et d'économie on est arrivé dans cette contrée dans l'emploi des dragues à or.

Voici d'abord les caractéristiques d'un certain nombre de ces appareils choisis dans diverses localités de la colonie :

NOM des dragues	COQUE			LONGUEUR de l'élinde	NOMBRE des godets	CAPACITÉ des godets	FRAIS par semaine	NOMBRE d'hommes employés
	Longueur	Largeur	Hauteur					
	Mètres	Mètres	mètres	mètres		(Litres)	(Francs)	
Tuapeka.....	18,28	7,31	1,37	10,96.	26	99	655	7
Jutland Flat..	25,60	7,31	1,37	15,84	29	99	1.296	9
Entreprise...	24,38	7,61	1,37	17,06	39	85	1.000	7
Manorburn...	25,90	6,14	1,37	15,23	33	85	1.200	8
Unity.....	25,90	7,92	1,82	18,58	30	127	1.260	7
Gold. Terrace.	27,43	5,47	1,82	21,94	44	71	957	9

Le tableau du bas de la page résume les prix de revient et les rendements obtenus avec ces mêmes appareils.

La production de la drague Tuapeka est le résultat de neuf mois de travail seulement.

Le prix de revient du Jutland Flat comprend tous les frais, les réparation et les temps d'arrêt.

Il est intéressant de constater que les teneurs extrêmement faibles des alluvions exploitées par ces dragues permettent néanmoins aux compagnies exploitantes de distribuer des dividendes considérables à leurs actionnaires.

Les chiffres de la page suivante sont instructifs à cet égard :

PRIX DE REVIENT DU DRAGAGE EN 1900, EN NOUVELLE-ZÉLANDE

NOMS des DRAGUES	NATURE DES ALLUVIONS	PROFONDEUR du DRAGAGE (mètres)	CUBE EXTRAIT PAR HEURE (m. cubes)	CUBE EXTRAIT PAR ANNÉE (m. cubes)	VALEUR DE L'OR recueilli par mètre cube (centimes)
Tuapeka.....	Argiles et graviers (repassage).....	3,65 à 4,26	53	275.000	11,61
Jutland Flat.....	Graviers quartzeux.	1,52 à 6,70	56	313.000	35,62
Entreprise	Graviers moyens..	5,48 à 9,14	30	206.000	51,80
Manorburn.....	Graviers.....	2,13 à 6,09	45	236.000	26,94
Golden Terrace...	Gros graviers	4,26 à 7,62	42	289.307	29,70

DIVIDENDES PAYÉS PAR DIVERSES COMPAGNIES DE DRAGAGE EN NOUVELLE-ZÉLANDE, EN 1900

NOMS DES COMPAGNIES	PRODUCTION TOTALE d'or	MONTANT des dividendes payés	RAPPORT du dividende aux recettes
	Francs	Francs	
Clyde Dredging C°	390.985	183.960	47,00 0/0
Dunedin Gold Dredging C°	1.537.200	378.750	23,00 —
Empire —	70.750	24.000	33,00 —
Entreprise —	390.825	72.025	18,00 —
Golden Beach	136.700	36.875	27,00 —
Golden Gate Dredging C°	274.700	75.000	27,00 —
Golden Run —	519.850	129.850	24,00 —
Golden Terrace —	154.425	12.500	8,00 —
Golden Treasure Dredging C°	485.400	192.325	39,00 —
Jutland Flat	706.279	187.500	26,00 —
Otago Gold Dredging C°	295.400	117.500	40,00 —
		Moyenne	28,36 0/0

Voici des renseignements financiers plus récents, qui complètent les précédents.

TABLEAU DES DIVIDENDES DISTRIBUÉS PAR DIVERSES SOCIÉTÉS DE DRAGAGE DEPUIS LEUR FONDATION JUSQU'EN 1902

NOM DES COMPAGNIES	DATE de la CRÉATION	NOMBRE D'OUVRIERS employés	VALEUR de L'OR PRODUIT £ sterling	DIVIDENDES PAYÉS £ sterling	RAPPORT des dividendes à l'or produit
Persévérance	1899	17	33.186	14.000	42,00 0/0
Golden Gate	1895	7	39.835	12.875	30,00 —
Golden Treasure	1893	6	34.756	14.596	48,00 —
Junction Electric	1899	8	40.039	18.850	47,00 —
Hartley et Rilley	1897	9	80.088	62.583	77,5 —
Clyde Dreding c°	1895	8	39.176	19.000	49,00 —
Cromwell —	1899	8	25.046	13.125	53,00 —
Empire —	1897	15	30.550	12.260	40,00 —
Nelson Creek	1899	9	23.658	12.325	48,00 —
				Moyenne	43,82 0/0

La plupart de ces Compagnies opèrent comme on le voit avec une seule drague.

Elles continuent, en grande majorité, à donner des résultats extrêmement brillants.

La Golden Gate C° qui drague la plaine alluvionnaire dénommé Millers's Flat, à Otago (*fig.* 96), a payé pour son dernier exercice arrêté du 31 mars 1904, un total de 13 shellings par action de £ 1. pour ce seul exercice, soit 65 0/0 de son capital. Les dividendes totaux distribués par cette Société depuis sa fondation (1895) s'élevent à £ 8.17 par action libérée de £ 1.

La gravure indique la position d'un certain nombre de claims. Chacun d'eux est exploité par une ou plusieurs dragues à or, qui travaillent dans une vaste plaine alluvionnaire au débouché des montagnes.

La drague Lady Rainfurly a produit en 1902, en une seule semaine, 1.233 onces valant 118.000 francs d'or.

Ce chiffre vient d'être dépassé par la drague Electric n° 1 qui, dans la première semaine du mois de Février 1904 a produit la quantité réellement extraordinaire de 1.265 onces d'or valant 123.000 francs avec des frais qui ne dépassent pas, pour cette drague, 25 onces (environ 2.200 francs) par semaine. Cela fait plus de 1.000 francs par heure de travail effectif.

Sans atteindre des chiffres aussi considérables, je puis citer la production de la drague Flora, type fluvial dont j'ai donné le dessin et la photographie aux figures 90 et 94, qui a donné à la fin du mois d'Avril 1901, en travaillant sur les alluvions du lit de la rivière Courcibo, une quantité de 2.512 grammes d'or valant environ fr. 7.000 dans la colonie de la Guyane française en 13 heures de travail, soit environ 550 francs par heure.

Ce sont évidemment là, des chiffres exceptionnels ; mais voici un tableau donnant, pour un bon mois moyen (Avril 1904) la production de 105 dragues parmi celles en service sur les divers points de dragage de la Nouvelle-Zélande.

FIG. 96. — Dragues à or travaillant le « Flat » d'Alexandra (Nouvelle-Zélande).

N° 1, dr. *Findlay* (type current wheel); n° 2, dr. *Persévérance* (Findlay); n° 3, dr. *Entreprise*; n° 4, dr. *Chicago*; n° 5, dr. *Earnscleugh n° 2*; n° 6, dr. *Earnscleugh n° 1*; n° 7, dr. *Ngapara*; n° 8, *Molyneux hydraulic*; n° 9, dr. *Eurêka*; n° 10, dr. *Golden Gate*.

RENDEMENT DES DRAGUES A OR, POUR LE MOIS D'AVRIL 1904

NOM DES COMPAGNIES ou des dragues	LIEU DU DRAGAGE	RENDEMENT en or	NOMBRE des semaines de travail
OTAGO ET SOUTHLAND		(onces)	
Ngapara N° 3	Nevis	39 9 0	5
New Prince Arthur	Shotover River	96 0 0	5
New Lafranchi	Cardrona	5 4 0	1
Cromwell N° 1	Cromwel	62 17 0	3
Cromwell N° 2	—	76 3 0	4
Electric N° 1	—	170 19 0	4
Electric N° 2	—	1,486 2 0	5
Junction-Electric N° 1	—	228 19 0	5
Junction-Electric N° 2	—	13 0 0	1
Rise-and-Shine N° 1	—	188 2 0	5
Rise-and-Shine N° 2	—	88 18 0	5
Rising Sun	—	170 10 0	5
Revival	—	56 5 0	4
New Alpine Consols	Clyde-Cromwel Gorge	37 0 0	1
Alpine N° 2	—	62 6 17	1
Hartley and Riley	—	30 0 0	1
Matau	Clyde	71 0 0	5
Dunstan Lead	Below Clyde	77 16 0	3
Loch Lomond	Fraser River	10 15 0	1
Sandy Point	Alexandra (Amont)	240 5 20	5
Alexandra Lead	Alexandra	72 12 0	2
Enterprise N° 1	—	16 8 18	1
Enterprise N° 2	—	116 16 0	5
Earnscleugh N° 1	—	159 5 4	5
Earnscleugh N° 2	—	136 9 0	5
Perseverance N° 1	—	245 1 7	4
Perseverance N° 2	—	53 12 0	2
Olrig	—	110 15 0	4
Chicago	—	41 11 3	4
Manuherikia	—	267 11 0	3
New Golden Beach	—	58 5 0	5
New Bendigo	—	43 0 0	1
Clyde	Coal Creek-Alexandra Gorge	15 0 0	1
New Half-way House	—	8 1 0	1
Lady Roxburgh	Dumbarton Rock	40 10 0	1
New Roxburgh Jubilee	Roxburg	210 11 2	5
New Teviot	—	16 7 0	2
Golden Bed	Ettrick	271 5 0	5
Ettrick	—	184 8 0	5
Golden Gate	Miller's Flat	79 2 0	5
Golden Run	—	124 8 0	3
Golden Treasure	—	51 0 0	3
Otago N° 1	—	42 15 0	3
Otago N° 2	—	157 10 0	5
Island Block	Island Block	104 2 0	5
Happy Valley	Wetherstone's	79 19 0	4
Reliance	Tuapeka Flat	39 9 0	4
A reporter		5,952 7 13	162

RENDEMENT DES DRAGUES A OR, POUR LE MOIS D'AVRIL 1904 (*suite*)

NOM DES COMPAGNIES ou des dragues	LIEU DU DRAGAGE	RENDEMENT en or	NOMBRE des semaines de travail
		(onces)	
Report.....	.....	5,952 7 43	162
Gabriel N° 1.....	Tuapeka Flat.....	114 12 0	4
Gabriel N° 2.....	—	75 13 0	5
Enfield.....	—	62 10 12	3
Tuapeka.....	—	70 17 0	5
Taniwha.....	—	72 0 0	5
Lawrence.....	—	68 9 0	4
Upper Waipori.....	Waipori	128 3 0	5
Success.....	—	6 10 0	1
Mystery Flat.....	Waikaka.....	17 0 0	1
Hessey's Waikaka.....	—	116 4 0	4
Nugent Wood.....	—	63 0 0	2
Garryowen.....	—	74 12 0	4
Inch Valley.....	Shag River.....	16 10 0	2
Inchdale.....	—	47 15 0	5
Cairntrodlie.....	Poolburn	35 10 18	2
Waikaka.....	Waikaka.....	51 14 14	5
Waikaka Queen.....	—	124 3 0	5
Waikaka Syndicate.....	—	79 0 0	5
Waikaka United N° 1	—	165 8 0	5
Waikaka United N° 2....	—	100 18 0	4
Sheddan's Waikaka Freehold.....	Waikaka.....	177 0 0	4
Paterson's Freehold N° 1.	—	65 7 5	4
Paterson's Freehold N° 2.	—	65 19 14	4
Garden Gully.....	—	19 13 0	2
Charlton Creek.....	Charlton Creek.....	72 19 0	4
Central Charlton	—	120 0 0	4
Mac Charlton	—	97 0 0	5
Waimumu	Waimumu.....	39 2 0	2
Waimumu Extented.....	—	32 4 0	3
Royal Waimumu.....	—	98 13 0	4
Central Mataura.....	Mataura	80 6 0	5
Total pour Otago et Southland	.....	8,311 8 14	279
COTE OUEST			
Buller Junction.....	Buller River.....	50 0 0	3
Mokoia.....	—	24 2 0	2
Premier (Buller).....	—	15 11 0	1
Rockland's Beach.....	—	32 0 0	1
Welcome	Inangahua Junct.....	19 16 0	2
Reeves Proprietary N° 1..	Near Reefton.....	58 8 0	5
Reeves Proprietary N° 2..	—	9 1 0	1
Mosquito	Près de Noble.....	46 0 0	1
Totara Flat.....	Duffer's Creek.....	89 8 0	3
Sullivan's Lead.....	Sullivan's Creek.....	89 7 0	3
A reporter...	.....	443 13 0	22

RENDEMENT DES DRAGUES A OR, POUR LE MOIS D'AVRIL 1904 (*suite*)

NOM DES COMPAGNIES ou des dragues	LIEU DU DRAGAGE	RENDEMENT en or	NOMBRE des semaines de travail
		(onces)	
Report.....	.....	443 13 0	22
Nelson Creek	Nelson Creek	686 0 0	5
Pactolus N° 1	—	239 13 0	5
Pactolus N° 2	—	156 16 0	5
Jameson's Reward	—	24 0 0	1
Aldinga.....	—	25 19 0	2
Moonlight.....	Moonlight Creek.....	64 10 0	4
Callaghan's Creek	Callaghan's Creek	142 15 0	5
Stony and Mosquito Leads.	Greymouth	66 16 0	2
North Beach	—	120 16 0	5
Blackwater River.....	Blackwater River.....	208 3 0	5
No Town Creek	Twelve-mille Creek ..	224 0 0	5
Bignell's n° 1 Town.....	Ditto	111 15 0	3
Greenstone Creek	Kumara.....	36 3 0	2
Three-mille Greenstone .	—	77 10 0	4
Stafford-Waimea	Stafford.....	81 10 0	5
Montezuma	Hokitika.....	63 0 0	2
New Commissioner's Flat.	Kanieri.....	29 10 0	2
Total pour le côté Ouest.	.....	2,762 9 0	84

	Onces
Total pour Otago et pour le Southland (78 dragues)..	8,311 8 14
Total pour la côte ouest (27 dragues)	2,762 9 0
Total général (105 dragues).....	11,073 17 14
Moyenne par drague	105 9 0
Temps moyen de travail.....	3 1/2 semaines

Dans ces tableaux ne figurent pas les affaires de dragage les plus célèbres qui appartiennent à des syndicats et dont les rendements ne sont pas publiés. On sait toutefois qu'ils sont considérables. Le « Mining Act » qui va être appliqué dans la Colonie, oblige tous les exploitants, sans exception, à remettre, tous les six mois, aux Inspecteurs des Mines du district, leurs tableaux de production de sorte que les statistiques futures donneront des renseignements plus complets sur cette nouvelle industrie.

Un des cinq établissements de crédit d'Otago a acheté l'or produit par les dragues de la région pendant une période de douze mois, finissant au 31 mars dernier, pour une somme supérieure à 3.500.000 francs.

Limite d'exploitabilité par dragage. — Les prix que je viens de citer ne comprennent évidemment ni frais généraux ni amortissements, de sorte qu'on serait exposé à de graves erreurs, si, en les prenant à la lettre, on entreprenait dans des pays neufs des dragages sur des alluvions contenant des quantités de métal précieux par mètre cube excavé et lavé, aussi minimes, que celles portées dans les tableaux qui précèdent.

L'expérience m'a prouvé, en ce qui concerne la Guyane, — pays encore presque inexploré et où les conditions locales tant pour le transport des dragues et leur mise en place que pour leur exploitation proprement dite sont réellement très coûteuses — le Vénézuala, la Colombie, la Côte d'Ivoire, le Soudan et les pays tropicaux en général, *qu'on doit limiter à 2 francs par mètre cube comme teneur effective de dragage*, le chiffre auquel il convient de s'arrêter pour être certain de draguer avec bénéfice une alluvion déterminée, en amortissant en cinq années le coût initial de l'appareil et en payant tous les frais sans exception : frais généraux dans la Colonie, frais d'agence, impôts, redevances, rapatriement du personnel, etc.

Par contre, des teneurs de 6 *à* 8 *francs par mètre cube excavé*, non seulement ne sont pas rares dans le lit des rivières et dans les placers de ces divers pays, mais *elles sont même complètement négligées et considérées comme sans valeur* aux yeux des exploitants du pays. Ces derniers ne s'occupent guère d'une alluvion que si elle paye ce qu'ils appellent dans leur langage spécial : « deux sous à la batée » équivalent à 15 francs au mètre cube, et c'est effectivement à cette limite qu'ils doivent s'arrêter pour ne pas risquer de perdre de l'argent avec les moyens restreints dont ils disposent, la cherté des vivres, la difficulté des ravitaillements et le manque de bras.

On voit que la marge est grande pour l'emploi des procédés mécaniques.

Dragages des alluvions agglomérées. — Les détails qui suivent sont relatifs à une méthode qui a subi l'épreuve de l'expérience et qui permet d'exploiter par dragage de véritables conglomérats *considérés jusqu'ici comme inattaquables.*

Il faut distinguer en effet les différents degrés de dureté d'un gravier aurifère et ne pas confondre un *conglomérat* proprement dit, formant un *gravier cimenté* absolument impropre à l'exploita-

tion par dragage, avec un *gravier aggloméré* qui, bien qu'il présente à l'attaque par les godets une résistance complète tant qu'il n'a pas été préalablement désintégré, peut cependant être enlevé sans provoquer d'accidents lorsqu'on a provoqué, par le tirage préa-

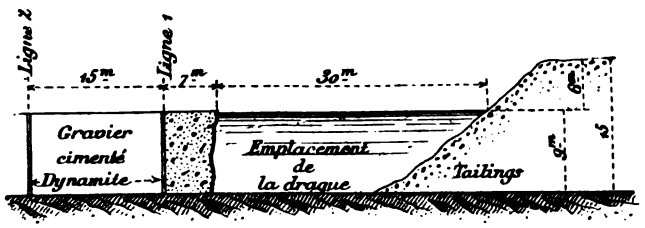
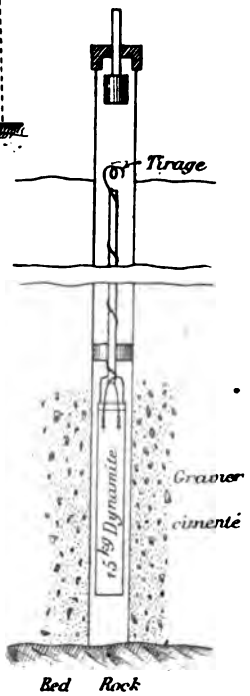


FIG. 97. — Dragage des alluvions cimentées.



lable d'un certain nombre de coups de mines, une désagrégation préalable du banc qu'il s'agit d'exploiter.

Dans l'exemple dont il s'agit, le gravier travaillé par une drague pendant une durée de huit mois avait abouti à démontrer qu'elle ne débitait guère qu'un quart de la capacité pour laquelle elle avait été construite et qu'environ la moitié du temps était perdu par les arrêts que nécessitaient les réparations, ce qui réduisait par conséquent le travail produit par la drague à 1/8 de sa capacité réelle. Aussi l'insuccès de cette opération avait-il été complet, bien que la teneur en or fût des plus payantes.

C'est alors qu'on eut l'idée de pratiquer une série de trous de mines en amont de l'appareil dans le banc à draguer et d'en faire le sautage avec des charges convenables de dynamite. Après quelques tâtonnements, on exécuta une ligne de trous depuis la surface jusqu'au bed-rock à 7 mètres du front d'attaque de la drague, la distance des trous étant de 15 mètres (*fig.* 97).

Aussitôt qu'un trou était fini, on faisait le tirage. La charge se composait de 15 kilogrammes de dynamite numéro 3, à 80 0/0 de nitroglycérine, contenus dans une boîte en fer-blanc placée à environ 1m,20 au-dessus du bed-rock. Le tirage se faisait à l'électricité.

L'explosion ne produisait aucun déplacement sensible dans le

banc de graviers ; mais le choc et les vibrations qui en résultaient étaient suffisants pour détruire l'homogénéité de la masse et permettre le dragage facile des matières.

On reconnut bientôt qu'on pouvait sans crainte distancer davantage les trous, tout en obtenant une désagrégation suffisante, et les éloigner jusqu'à 33 mètres l'un de l'autre. Le percement des trous de mines servait en même temps de prospection pour déterminer la teneur.

Les résultats des dragages ont été entièrement transformés par cette opération préalable. Les godets montent constamment pleins et les dépenses pour les réparations ne sont pas supérieures à celles des dragues travaillant dans un terrain normal.

C'est dire que l'affaire a changé complètement de face et est devenue payante au lieu de se trouver en perte, comme c'était le cas auparavant.

Le prix de revient du sautage par cette méthode n'a pas dépassé 0 fr. 32 par mètre cube. C'est une dépense insignifiante en présence des résultats obtenus, étant donné surtout que ces graviers cimentés ont généralement une teneur assez forte pour pouvoir supporter sans peine ces frais supplémentaires, qui se retrouvent largement dans l'économie des frais d'entretien et de réparation.

c. — EMPLOI D'EXCAVATEURS AVEC RENVOI DES RÉSIDUS DANS LA FOUILLE

L'emploi de l'excavateur pour le traitement des alluvions aurifères n'est pas nouveau, et on verra plus loin qu'il était déjà appliqué en Sibérie, lors de mes premiers voyages dans cette contrée, en 1895 et 1897. Il fonctionnait aussi vers cette époque aux États-Unis ; mais, dans toutes ses applications, cet appareil était utilisé pour l'opération de terrassement proprement dite et ne constituait, somme toute, qu'un moyen de pelletage plus économique et plus puissant que la main-d'œuvre des piocheurs et des chargeurs.

On le combinait avec des moyens de transport divers pour effectuer le roulage depuis le chantier jusqu'au lavoir, et on trouvera plus loin, à propos de la description de la méthode sibérienne, des indications complètes et des prix de revient du traitement des alluvions aurifères par cet appareil.

Mais, dans la classe dont je fais en ce moment la description, l'emploi de l'excavateur ne constitue qu'une partie, et non la plus importante, de la méthode. Cette dernière consiste à assurer, en même temps que l'excavation proprement dite au moyen d'appareils mécaniques, le lavage et l'évacuation des matières *en rendant immédiatement ces dernières à la fouille*. En un mot, c'est un véritable lavoir ambulant desservi par un excavateur qu'il s'agit d'organiser et de faire avancer au fur et à mesure que le front d'attaque se déplace, en laissant derrière soi, dans une situation qui ne gêne pas le chantier, les résidus du traitement.

Choix du type d'excavateur. — On sait qu'il existe deux grandes classes d'excavateurs : ceux avec chaîne à godets et ceux, très répandus aux États-Unis, où ils portent le nom de « steam shovels » (pelles à vapeur), qui sont essentiellement constitués par un récipient en forte tôle, manié par un système de leviers et de chaînes, qui lui impriment les mouvements convenables pour exécuter, comme le nom l'indique, un véritable pelletage, chaque pelletée pesant jusqu'à 1 1/2 et même 2 tonnes.

Les mêmes raisons qui ont été exposées en détail (Voir p. 220) dans l'étude sur les appareils de dragage subsistent en faveur des excavateurs à godets de préférence au steam shovels. Cependant, les inconvénients de ces derniers sont moins sensibles avec des chantiers à la surface, où on peut voir ce qu'on fait, que dans le cas du dragage sous l'eau, où on ne voit pas l'endroit où il faut enfoncer la pelle pour nettoyer complètement et exactement le bed-rock.

Il reste toujours, en faveur des excavateurs avec chaîne à godets, la continuité et la régularité d'alimentation, au lieu des paquets de gravier envoyés par à-coups par la pelle à vapeur dans la trémie qui précède le sluice de tête. Par contre, les pelles à vapeur coûtent moins cher que les excavateurs avec chaîne à godets.

Dans un chantier où l'excavateur travaille en « butte », suivant l'expression consacrée, c'est-à-dire lorsque l'appareil *est placé sur le bed-rock*, la pelle à vapeur peut, dans bien des cas, supporter la comparaison avec l'autre type. Le renvoi des tailings dans la fouille est aussi, dans ce cas, très facile à installer ; nous verrons plus loin comment il faut s'y prendre.

Mais dans le chantier dit « en vallée », c'est-à-dire lorsqu'on

installe l'excavateur *au-dessus de l'alluvion qu'il s'agit d'excaver*, l'appareil avec chaîne à godets est le seul qui convienne, et il travaille alors dans des conditions excellentes, surtout depuis qu'il est devenu possible d'enlever les matières qui se trouvent dans la fouille par une série de *lits horizontaux*. C'est au moyen des *élindes articulées* de la *Lubecker Machinenbau Actiengesellschaft* que ces nouveaux moyens d'excavation par couches successives ont été rendus pratiques.

En tout cas, la pelle à vapeur est indiquée pour l'excavation des alluvions gelées. Il suffit d'un coup d'œil jeté sur la partie de cet ouvrage consacré à ce genre particulier des graviers aurifères (Voir p. 420), pour comprendre qu'il ne faut les attaquer qu'avec un outil extrêmement robuste travaillant par à-coups et pouvant être construit en bois, sur place même, sauf la machinerie.

Aussi tous les excavateurs montés jusqu'à ce jour au Klondyke sont, sans exception, des steam shovels. Ils ont parfaitement réussi, et seul le coût élevé que représente leur transport et leur montage en a limité jusqu'ici le nombre.

Installation d'un chantier en butte. — Voici la description d'un chantier en butte installé sur la crique Bonanza, au Klondyke. Je donne aux figures 98, 99 et 100, un dessin schématique et deux photogravures de l'installation, qui faciliteront l'explication du texte.

Une première particularité, bien visible sur la photographie, est le mode d'avancement du chitaner. Comme les rails en fer coûteraient trop cher à porter sur place, on fait avancer tout le système aussi bien l'excavateur proprement dit que l'usine de lavage et d'évacuation des tailings, sur des longrines ou mieux sur des rondins de bois, reposant eux-mêmes sur de nombreuses et fortes traverses, qui s'opposent à l'enlisage de tout cet ensemble. C'est en effet le principal inconvénient des installations de ce genre, le bed rock étant généralement argileux, on patauge constamment dans la boue, et il est souvent difficile de sortir les appareils profondément enfoncés dans la boue glacée et gluante qui a cédé sous leur poids.

Pour la même raison, il faut que l'écoulement des eaux soit assuré d'une façon effective : aussi ces chantiers sont-ils plus particulièrement indiqués pour l'exploitation des bancs de gravier élevés au-dessus du cours actuel des eaux.

Dans le cas qui nous occupe, la couche stérile superficielle a été préalablement enlevée par la méthode hydraulique (Voir la photographie de la page 451), de sorte qu'il n'y a pas à se préoccuper d'elle dans le lavage des matières.

Avec le chantier en butte, l'alluvion étant attaquée par le pied, il n'est pas possible de l'exploiter séparément de la couche de stérile

Fig. 98. — Chantier à la Crique Bonanza (Klondyke).

superficielle : il faut tout passer pêle-mêle, au grand détriment du rendement en or sauvé et avec une dépense d'eau majorée aussi en proportion. La séparation, si utile, des matières stériles et des terres payantes n'est pas possible. Il en est tout autrement dans le chantier dit « en vallée », qui sera décrit plus loin.

Quoi qu'il en soit, pour les mêmes raisons d'économie dans les transports, on a construit toute l'installation en bois du pays. C'est le cas, à ce propos, de remarquer combien, dans les pays neufs, on est exposé à des difficultés insoupçonnées et insoupçonnables que l'expérience seule peut résoudre. Quand il a été question pour la première fois d'envoyer des excavateurs au Klondyke, les intéressés ont, naturellement, pensé que le meilleur moyen d'éviter

tout risque et toute perte de temps dans le montage était d'envoyer des appareils entièrement construits en acier, montés à l'avance dans le chantier du constructeur, divisés ensuite en pièces portatives, en observant enfin toutes les règles qui peuvent assurer la réussite d'une entreprise de ce genre dans une contrée dépourvue de ressources au point de vue du montage d'appareils mécaniques.

L'événement leur a donné tort. Sous ces climats rigoureux de l'extrême nord (Dawson est l'agglomération, habitée par des Euro-

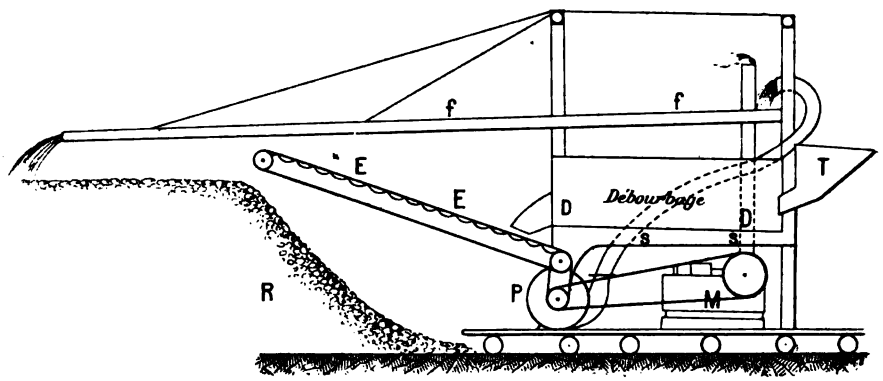


Fig. 99. — Schéma de l'installation.

LÉGENDE

T, Trémie de chargement.
D, Trommel débourbeur.
E, Elévateur des cailloux lavés.
S, Sluice à or gros.
P, Pompe relevant les fines.
f, Sluice à or fin.
M, Machine motrice.
R, Tas de résidus stériles.

péens, la plus septentrionale du Continent américain : 65° 15′ Nord), les constructions en fer sont exposées à des froids tels que tous les assemblages, qu'ils soient rivés ou boulonnés, subissent des efforts anormaux, soit par suite de la contraction du métal, soit par l'effet de l'expansion de la glace qui cristallise dans les joints des pièces; le fait est que tous ces appareils entièrement en fer ont été mis rapidement hors d'usage et que seuls les appareils dits « steam-shovels », *entièrement en bois*, sauf la machinerie proprement dite, résistent aux sévères conditions climatériques au milieu desquelles ils se trouvent placés.

L'excavateur est indépendant et peut prendre autour de l'usine de lavage mobile toutes les positions possibles.

Mode de travail. — La pelle se vide par le fond sur une grille placée au-dessus de la trémie T desservant le sluice. L'écartement des barreaux est tel que les très grosses pierres sont arrêtées et évacuées avec des pinces. La trémie reçoit un abondant courant d'eau provenant d'un « ditch » (canal), arrivant des hauteurs voisines. La jonction est faite par un tuyau flexible.

L'alluvion pénètre ensuite dans un trommel cylindrique D. D, à axe

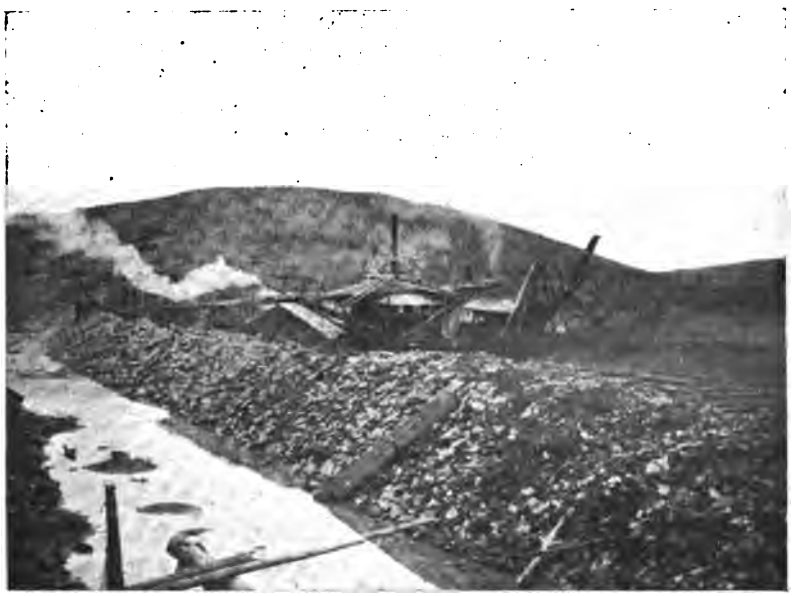


Fig. 100. — Vue d'ensemble du chantier.

horizontal, dans lequel l'avancement des matières s'obtient par des hélices intérieures. Il est aussi abondamment arrosé. La perforation est à 15 millimètres. Les refus sont évacués au moyen d'un transporteur EE, de 15 mètres de long, qui entasse les cailloux sur une hauteur de 4 mètres. Sous le trommel, se trouve un premier sluice S,S, qui retient l'or gros. A la sortie de ce sluice les matières tombent dans une pompe centrifuge P, qui les remonte dans le sluice des fines *ff* qui se trouve à la partie supérieure de l'usine et qui se prolonge, en porte-à-faux, sur une longueur de 18 mètres. Sa hauteur est suffisante pour qu'il passe aisément au-dessus de la crête des tas R, formés par la toile sans fin. Grâce à ce dispositif, l'eau boueuse

tombe en arrière de la digue de cailloux que l'appareil entasse derrière lui, ce qui laisse le chantier bien asséché.

La photogravure (*fig.* 100) montre l'ensemble d'un chantier de ce genre au moment où on vient de commencer un nouvel alignement de cailloux. La distance de deux dépôts est égale au rayon d'action du fléau de la steam-shovel, soit environ 8 mètres.

Rendement. — Ce dispositif exige que le bed-rock ne soit pas trop profond et aussi qu'on dispose de l'eau en abondance et bon marché. La dépense principale est, en outre des salaires qui sont extraordinairement élevés, le combustible, qui coûte 7 dollars le yard cube rendu sur place. Il faut l'aller chercher assez loin. Les machines sont des locomobiles de 15 chevaux chacune.

On excave et on lave ainsi 225 mètres cubes (300 yards cubes) par journée de vingt heures. Le terrain paye 2 dollars au yard cube (environ 14 francs au mètre cube), ce qui est considéré au Klondyke comme une teneur insignifiante.

Vingt hommes (y compris le propriétaire) sont occupés sur ce chantier. Les frais journaliers sont de 150 dollars, soit 1/2 *dollar par yard cube*, ce qui laisse, comme on le voit, un très beau bénéfice. Les ouvriers sont répartis en deux équipes de douze heures chaque, leur travail consiste surtout dans la surveillance et la conduite des diverses machines. On ne touche à l'alluvion que pour l'intéressant moment du « clean up » (récolte). Huit hommes, en tout, suffisent pour chaque équipe.

La durée du travail est de cinq mois, les seuls pendant lesquels l'eau soit à l'état liquide dans ces régions.

Le prix de revient d'une installation de ce genre est de 50 à 60.000 dollars, dont moitié pour le transport et le montage.

Installation d'un chantier en vallée. — Si on craint les inondations ou si on redoute de s'installer avec des poids lourds sur un bed-rock glaiseux, mou, ou détrempé, il faut installer l'excavateur sur la crête du talus qu'on se propose d'attaquer et travailler dès lors « en vallée ». Seul l'excavateur à godets peut travailler dans ces conditions, et il opère alors d'une façon incomparablement plus favorable au point de vue de la conservation des godets que lorsqu'il travaille en butte. Dans ce dernier mode d'opérer, si

la lèvre du godet rencontre un gros caillou engagé dans la masse alluvionnaire d'une manière telle qu'il ne puisse pas céder, tout l'effort de la machine porte sur cette lèvre, qui est forcée de se plier ou de casser. On peut parer à cet accident en arrêtant à temps la machine et en dégageant l'obstacle avec une pince, mais cela exige une surveillance de tous les instants, qui se relâche forcément la nuit.

Au contraire, dans le dispositif en vallée, les godets ne font que râcler le talus du front d'attaque, et s'il s'y présente un caillou fortement encastré, comme la lèvre du godet n'est appuyée sur le sol que par le poids de la chaîne, à laquelle il est laissé un mou suffisant, le godet se soulève légèrement et franchit l'obstacle sans rupture possible. C'est alors un outil très souple travaillant sans aucun choc.

Un autre avantage de ce chantier, c'est de permettre d'*enlever avec un seul et même appareil*, et *séparément*, la couche superficielle stérile et ensuite l'alluvion aurifère. On peut donc organiser le chantier de façon à ce qu'on puisse évacuer à part, sans les faire passer dans les sluices à or, les stériles superficiels. J'ai déjà expliqué, à propos des dragages, les multiples avantages de ce dernier perfectionnement, que j'ai été le premier à introduire dans les appareils mécaniques destinés au traitement des alluvions aurifères.

Excavateurs à élinde articulée. — On arrive à ce résultat en employant des excavateurs munis d'*une élinde articulée*, construits par la « Machinenbau Actiengesellschaft » de Lubeck, qui s'est depuis longtemps créé une spécialité dans ce genre d'outils. Le principe de cette élinde est le suivant : au lieu de laisser pendre librement la chaîne portant les godets après son passage sur le tourteau inférieur; ces derniers sont *guidés* tout le long de cette élinde, dont ils épousent dès lors le profil. Il s'ensuit que, si on *articule* cette élinde autour d'un axe, les lèvres des godets suivront un profil semblable à celui de l'élinde. On a pu établir ainsi des excavateurs ayant une élinde dont le profil est celui d'un canal complet, avec ses deux talus et son plafond, travail qui se trouve réalisé ainsi par un seul appareil.

En ce qui concerne l'exploitation des alluvions aurifères, il suffit que l'élinde ait une seule articulation pour qu'on puisse enlever

le terrain, non plus suivant un profil triangulaire comme dans le cas d'un excavateur d'ancien modèle, mais suivant un parallélogramme, ainsi que l'expliquent les figures suivantes :

Dans ces conditions, il est facile de comprendre qu'on peut enlever tout le cube de stérile superficiel avant de toucher à l'alluvion proprement dite et par conséquent d'évacuer à part, au tas de remblais, tout le stérile sans le faire passer dans les appareils de

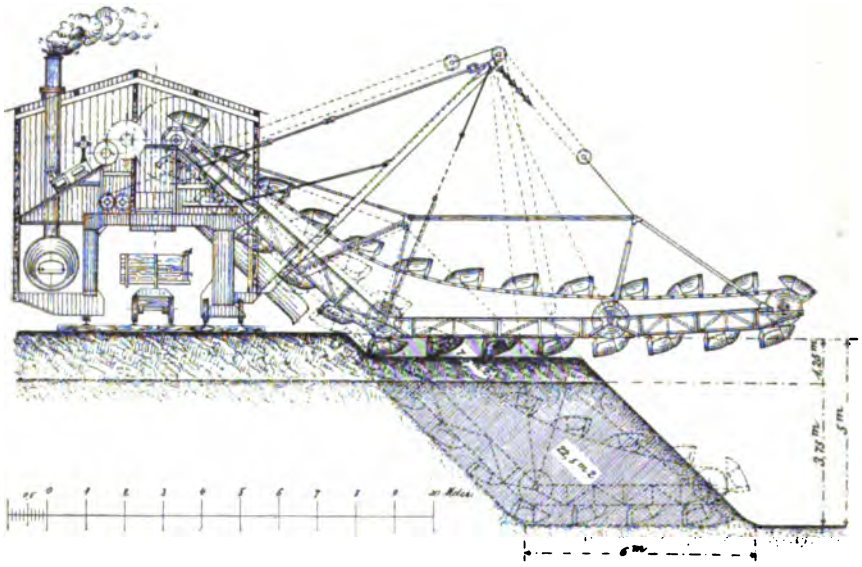


Fig. 101. — Excavateur à élinde articulée.

lavage et sans le diluer dans l'eau. Ce stérile est évacué à l'état de mottes au moyen de wagons ou d'un transporteur *ad hoc*.

Ce dispositif a un autre avantage important, c'est de permettre de placer la voie de l'excavateur à une distance plus grande du bord de l'excavation que dans toute autre système, la quantité dont on ripe les voies en arrière n'étant plus, comme dans les modèles à élinde non guidée, limitée à une emprise de godet, mais à la longueur de la partie horizontale de l'élinde, qui peut être portée sans difficulté jusqu'à 6 et 7 mètres, comme le montre la photographie de l'appareil en question, pris au cours de travail (*fig.* 102).

Le détail du mécanisme, très simple et très robuste, qui permet d'atteindre ce résultat, n'entre pas dans le cadre de cet ouvrage ; je vais simplement indiquer comment, en partant de ce principe, on

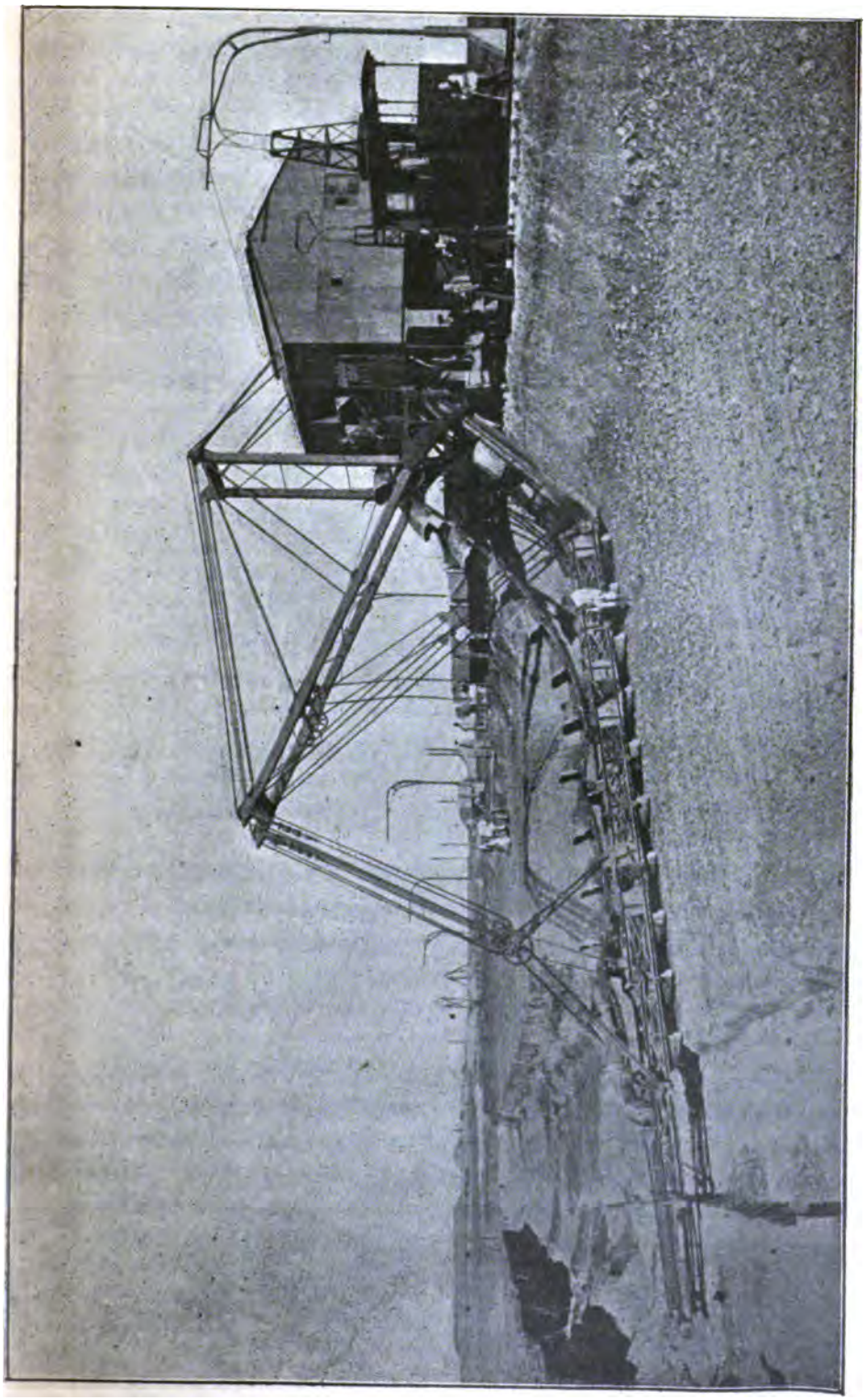


Fig. 102. — Travail d'un excavateur à élinde articulée, contruit par la Lübecker, Machinenbau Gesellchaft.

peut organiser une installation complète en vallée, avec renvoi des stériles et des tailings à la fouille.

Organisation d'un chantier en vallée. — Pour accroître la stabilité des excavateurs, ceux de la Lubecker Machinenbau Actiengesellschaft sont du type dit « à déversoir central » c'est-à-dire, que les godets versent *entre les rails de l'appareil.* Ce dernier est construit de façon à pouvoir laisser passer dans l'intérieur de son bâti les wagons destinés à l'évacuation des produits déversés par les godets, si c'est par la méthode sibérienne qu'on opère (Voir, p. 323, l'emploi des excavateurs pour ce genre de chantier). Dans l'organisation que je décris en ce moment, ce sont les appareils de lavage et de débourbage qui sont placés ainsi dans l'axe de la voie de l'excavateur, et c'est sur cette voie même qu'est portée l'usine de lavage qui fait suite à l'excavateur proprement dit, ce qui réduit au minimum la quantité de rails à porter sur place. L'usine est, en réalité, portée sur un truc indépendant de celui qui supporte l'excavateur et attelée à ce dernier par des chaînes, ce qui permet d'employer, si on le désire, l'excavateur pour charger des wagons en supprimant l'usine roulante.

Débourbage. — Le débourbage s'opère soit sur un crible à secousse, si les matières sont peu argileuses, soit dans un trommel débourbeur plein, analogue à celui décrit (p. 223) pour les dragues à or.

En général, le débourbeur ou le crible sont portés sur le truc de l'excavateur et font corps avec lui. Ce débourbeur, quelque soit son système, est abondamment arrosé au moyen d'un tuyau partant du château d'eau placé à la partie supérieure du chevalement.

Les cailloux (boulders) d'un diamètre supérieur à 15 centimètres, qui risqueraient de défoncer les cribles ou le débourbeur, sont séparés par une grille ayant cette distance de barreaux, sur laquelle tombent les matières montées sur les godets avant d'arriver au débourbeur.

Lavage. — A la sortie du débourbeur, les matières tombent dans un trommel classeur qui achève le débourbage et dont la perforation, qui est en général de 12 à 15 millimètres, sépare tous les cailloux supérieurs à cette dimension. Les matières, qui doivent sortir de ce trommel propres et nettes, comme si elles étaient lavées à la brosse, sont évacuées de l'autre côté de la fouille par un

transporteur en porte-à-faux, supporté par des haubans et contrebalancé par la locomobile disposée comme l'indique le dessin de la figure 103.

La pulpe qui a traversé le trommel tombe sur un sluice, qui retient tout l'or gros et moyen. A la sortie de ce sluice, une pompe centrifuge reprend des matières et les envoie dans le sluice des fines, ayant la même largeur que le sluice des gros et placé, avec une pente inverse, au-dessus du trommel classeur. A la tête de ce

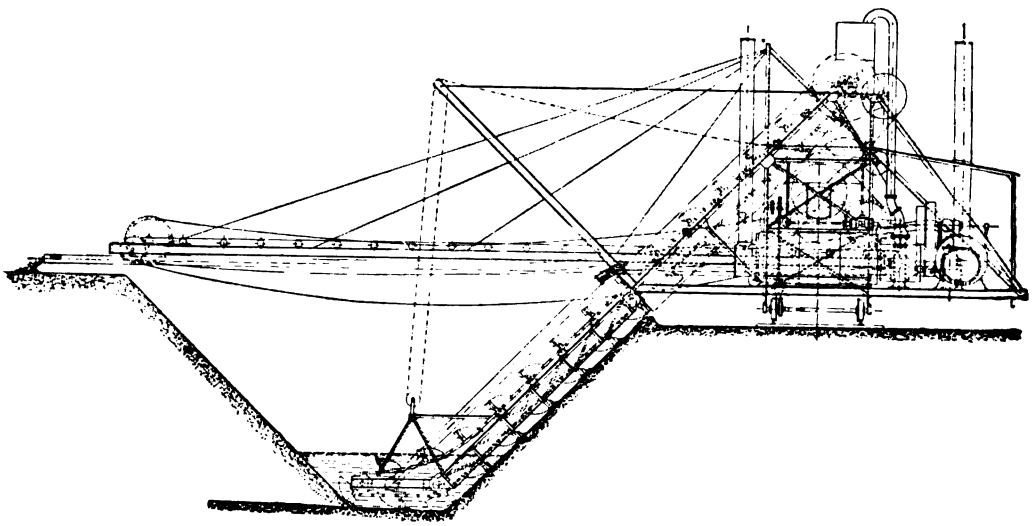


FIG. 103. — Exploitation d'une alluvion aurifère, par excavateur à élinde articulée avec renvoi des stériles dans la fouille.

dernier sluice se trouve un petit crible à tamis tournant, qui sépare tous les graviers et gros sables supérieurs à 3 millimètres, de façon à ne laisser passer dans ce dernier jeu de sluices que les sables fins et l'or fin.

La pente du sluice sous le trommel est de 8 0/0.

Celle des sluices pour le dépôt de l'or fin est de 5 0/0. Leur fond est garni de couvertures de laine ou de tapis de coco, maintenus en place par un grillage en fer étiré (*expanded métal*) ou en gros fil de fer pour protéger les brins contre l'usure. Ces tapis, surtout dans les pays chauds, ne doivent être remis en place qu'*après avoir été séchés* pour détruire les conferves qui engluent les brins de laine ou les fibres de coco et les rendent impuissants à retenir l'or.

Enfin, la pulpe sortant du sluice des fines est évacuée par un tuyau qui vient la jeter, aussi en porte-à-faux, sur les remblais créés par le transporteur, de façon à filtrer l'eau à travers les cailloux avant de la rendre à la fouille.

Cette dernière n'a nul besoin d'être asséchée, ce qui permet non seulement d'installer un tel chantier sur un placer sans y faire de travaux préparatoires, mais aussi de fournir toute l'eau nécessaire au lavage en l'aspirant au moyen d'une pompe centrifuge de même force que celle qui relève les matières entre le premier et deuxième sluice, de façon qu'il ne peut y avoir d'engorgement dans la circulation.

Évacuation des résidus. — Le transporteur transversal reçoit :

1° En travail superficiel dans le stérile : les mottes de stérile qui sont, à la sortie des godets, dérivées, au moyen d'un papillon manœuvré depuis la plate-forme, par le chef du chantier, sur un transporteur latéral qui les amène au transporteur principal, au moyen duquel elles sont directement évacuées à la fouille. Comme ces matières sont à l'état de mottes, elles prennent un talus comparable à celui des graviers.

La vitesse de tous ces transporteurs est de 2 mètres par seconde. Le transporteur principal a 60 centimètres de largeur, celui des stériles 60 centimètres aussi.

Pendant cette phase du travail, toute la partie de l'usine destinée au travail des alluvions aurifères, circulation d'eau, débourbeur, etc., est au repos.

2° En travail dans l'alluvion aurifère proprement dit, le transporteur principal, en porte à faux évacue :

a) Les refus du trommel, c'est-à-dire les cailloux au-dessus de 15 millimètres.

b) Les refus du tamis circulaire placé en tête du sluice des fines, c'est-à-dire les petits cailloux et les gros sables au-dessus de 3 millimètres.

Débit. — Avec les dimensions figurées sur le dessin, l'appareil peut excaver et laver utilement 50 mètres cubes effectifs d'alluvion par heure; le personnel se compose de 4 personnes, à savoir : 1 chef de manœuvre, 1 mécanicien, 1 chauffeur et 1 laveur, ce dernier faisant le graissage et assurant la surveillance des sluices.

On arrive, dans ces conditions, à retirer *l'or fin*, qui est généra-

lement perdu dans les sluices, ne disposant pas de moyens de classement aussi perfectionnés, *car, dans le classement, gît tout le secret du bon rendement d'une installation mécanique* pour le traitement des alluvions aurifères.

Il n'est pas nécessaire d'ajouter du mercure dans le sluice n° 1. On en met environ 4 kilogrammes dans le sluice garni en fibres de coco, en plusieurs additions successives. La récolte dans ce dernier sluice peut n'être faite que deux fois par semaine ; on n'est retenu que par les craintes de vol de l'amalgame.

Machines. — Deux locomobiles, une de 30 chevaux sur le truc de l'élévateur et une de 40 sur le truc du lavage, suffisent pour la commande des divers appareils. Celle de l'excavateur commande la chaîne des godets, l'avancement automatique du truc et le débourbeur, celle située sur le truc de lavage actionne le trommel classeur, les deux transporteurs et les deux pompes centrifuges.

Poids. — L'appareil complet pèse environ 80 tonnes et coûte 120.000 francs rendu franco à bord, emballage maritime compris. Les colis peuvent être divisés de façon à permettre le transport par chars ou même à dos de mulets ou de chameaux si les circonstances l'exigent.

Attaque du terrain. — La seule installation préparatoire à prévoir dans un chantier en vallée est la pose de la voie de l'excavateur pour l'ouverture de la première tranchée. On se place, de façon à évacuer les résidus de ce premier chantier, *en dehors* de la zone qu'on se propose d'exploiter, de façon à ne pas avoir à remanier deux fois ce premier déblai. Le chantier peut d'ailleurs être transversal ou longitudinal par rapport au sens général de la vallée : ce qui importe c'est de lui donner la plus grande longueur possible, de façon à ne pas avoir à riper les voies à une trop faible distance de l'excavateur.

Quant à l'approvisionnement d'eau, on peut se contenter, comme je l'ai expliqué, de celle qui remplit naturellement la fouille : les infiltrations du sous-sol sont, en général, suffisantes pour ce service, la même eau servant indéfiniment ; il est cependant préférable de la renouveler autant que possible, car elle finit par se charger tellement de boue qu'elle devient sinon impropre, du moins beaucoup moins avantageuse pour le lavage dans les sluices, surtout dans celui à or fin, la séparation de ce dernier étant considérable-

ment gênée par l'emploi d'une eau par trop boueuse et visqueuse.

Le meilleur dispositif consiste à creuser la tranchée d'attaque *parallèlement à l'axe de la vallée* et d'y détourner, au moyen d'un petit barrage en amont, l'eau de la crique, ce qui renouvelle suffisamment l'eau de lavage, même si ce cours d'eau n'a qu'un faible débit. En tout cas, il faut adjoindre à l'appareil un filtre à éponges pour l'eau destinée à l'alimentation des chaudières. Une petite pompe Worthington ou similaire comprimant 8 à 10 litres d'eau par seconde à la pression de 4 kilogrammes doit aussi être prévue pour compléter le lavage dans le trommel par une injection d'eau à contre sens des cailloux et aussi pour les opérations du « clean up » qui se font à l'aide d'une manche de nettoyage greffée sur la conduite de la Worthington.

Prix de revient. — En comptant la main-d'œuvre à 5 francs par jour, et le prix du bois, qui est le combustible ordinaire sur les placers, à 10 francs le mètre cube, rendu, scié à la dimension, sur les lieux de son emploi, on peut compter que les frais journaliers d'un excavateur en vallée avec renvoi des tailings à la fouille sont de 300 francs par jour, y compris l'entretien, l'huile et le remplacement des pièces usées de l'excavateur, le tout pour vingt heures de travail effectif utile. Avec un débit de 50 mètres par heure, cela correspondrait à un rendement de 1.000 mètres cubes et à un prix de revient de 30 centimes par mètre cube ; mais il faut défalquer de ce temps de travail celui employé à riper l'appareil et à excaver le stérile superficiel ainsi que les arrêts pour gros boulders, bois enfouis, etc., qui sont fréquents dans ce genre de travail. Il faut compter de ce chef à un déchet qui ne permet pas d'évaluer le prix de revient réel à moins de 50 *centimes par mètre cube*, chiffre, on le voit, très voisin de celui auquel on arrive pour le dragage.

Les prix de revient indiqués par les catalogues des constructeurs sont en général très inférieurs à 50 centimes par mètre cube ; mais, en pratique, je crois prudent de ne pas indiquer un chiffre moindre, afin d'éviter les mécomptes.

d. — APPAREILS MÉCANIQUES DIVERS

Laveur Bazin. — Les appareils que nous venons de décrire sont basés sur la pesanteur et sur la résistance du milieu ; il me reste

à mentionner des laveurs dont l'emploi repose sur la combinaison des deux forces précédentes avec la force centrifuge ou avec une motion alternative. Les mieux étudiés de ces appareils et les seuls dont nous parlerons ici sont les *laveurs Bazin*, qui portent les noms de *lavoir hydrocentrifuge* ou d'*amalgamateur hydro-centrifuge*, suivant que l'on y introduit ou non du mercure et le *Sluice-*

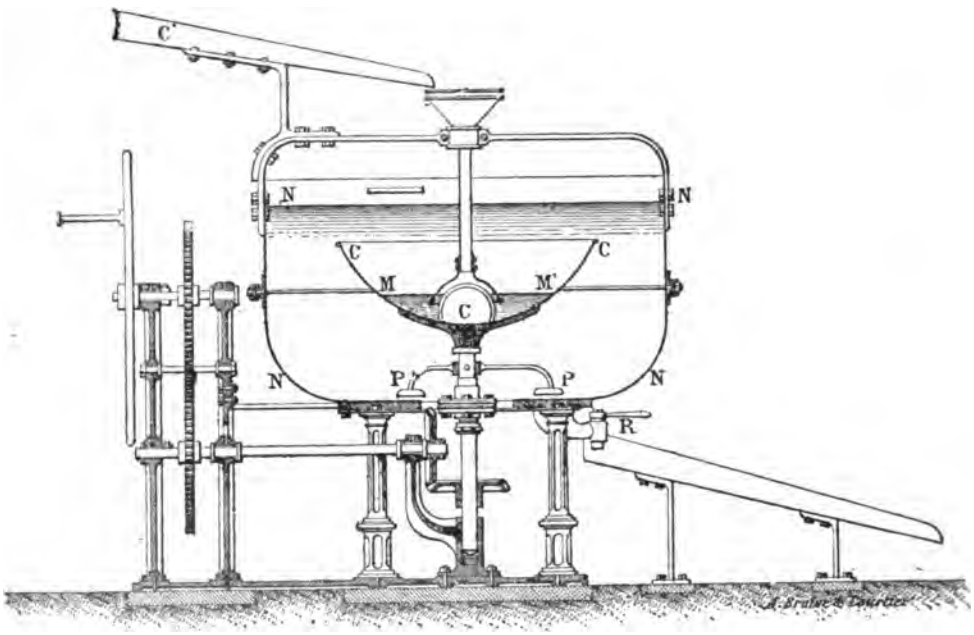


Fig. 104. — Laveur Bazin.

box mécanique Félix François du nom de son créateur, d'invention récente.

Description du laveur et de l'amalgamateur hydro-centrifuges. — Cet appareil se compose essentiellement (*fig.* 104) d'une cuve immobile, NN, remplie d'eau, portant un robinet de vidange, R, à sa partie inférieure. Cette cuve referme une cuvette sphérique, GG, mobile autour d'un axe vertical et pouvant être mise en mouvement soit à la main, soit à l'aide d'une courroie de transmission. L'alimentation se fait par une conduite, C°, et l'évacuation est favorisée par les palettes de chasse, P, P.

Dans le cas où l'on se sert du mercure, on ajoute au fond de la

cuvette, un petit dôme destiné à écarter le mercure des parties où la force centrifuge n'a qu'une action insensible.

Marche des appareils. — On verse dans la cuvette la matière à traiter et on l'y répartit également. On imprime ensuite à cette cuvette un mouvement de rotation que l'on accélère progressivement. Les matières entraînées dans le mouvement de rotation s'élèvent le long des parois de la cuvette, et cela d'autant plus que la vitesse augmente ; le mercure s'étale en se creusant en forme de paraboloïde. Quand la vitesse est suffisante, les gangues, plus légères, dépassent les bords de la cuvette. A ce moment, on rend la vitesse uniforme; les gangues s'éliminent, l'or, plus lourd, ne s'élève qu'à une faible hauteur et, au bout d'un temps suffisant, il ne reste au fond de l'appareil qu'un sable enrichi ou un amalgame contenant tout l'or.

Pour obtenir le meilleur rendement possible avec l'amalgamateur, on rend la dissolution de l'or dans le mercure plus rapide en électrisant le bain de mercure par une petite machine Siemens qu'actionne l'appareil lui-même.

Résultats. — Les laveurs Bazin, faciles à démonter et à transporter, consomment peu d'eau et ont un rendement assez élevé. On y passe jusqu'à 500 kilogrammes de sables et de graviers secs par heure, l'appareil tournant à raison de 50 tours par minute ; on retire, dans les cas les plus favorables, quand les paillettes d'or sont bien isolées, jusqu'à 90 et même 95 pour 100 de l'or contenu, et cela au prix d'une très faible perte en mercure. Malgré ces avantages, les laveurs Bazin ne sont employés qu'exceptionnellement; cela tient surtout à ce que leur manœuvre exige beaucoup de précision et une surveillance technique très suivie.

En effet, si l'on augmente la vitesse, ce ne sont pas seulement les gangues, mais le mercure et même finalement l'or qui sortent de la cuvette. Pour éviter ce résultat, il faut maintenir l'appareil à une vitesse un peu supérieure à celle que nécessite l'élimination des gangues, mais notablement inférieure à celle qui entraîne l'élimination du mercure et *a fortiori* celle de l'or.

Mais l'élimination des métaux précieux commence longtemps avant que la vitesse théorique soit atteinte, la finesse des paillettes d'or étant généralement bien supérieure à celle du quartz, et le calcul ne pouvant tenir compte des inégalités des dimensions des parcelles en mouvement.

En second lieu, dès que les sables sont un peu gras et, *a fortiori*, quand ils sont franchement argileux, le débourbage des matières, même lorsqu'il est effectué dans un appareil préparatoire joint à l'amalgamateur, est toujours moins parfait, que s'il s'effectuait finalement dans un sluice de grande dimension.

Sluices-boxes mobiles système Félix François. — M. Félix François, ingénieur à Saint-Étienne, a breveté en 1903, un système de lavage des alluvions aurifères, qui présente un intérêt réel, par la réunion de divers dispositifs nouveaux permettant le débourbage et la séparation de l'or par moyens mécaniques très simples.

Description. — Le *sluice-box mobile* (fig. 105) affecte la forme d'un caisson en bois ou en métal, comprenant une fonçure et deux flasques, ouvert d'un côté et porté sur un *châssis* par des supports articulés et par des *lames flexibles* destinées à lui assurer un mouvement déterminé. Ce caisson est à un ou plusieurs compartiments, constitués chacun par une partie sensiblement horizontale et deux plans inclinés, dont l'ensemble forme un *auget* destiné à retenir les matériaux lourds.

L'appareil se termine par un *crible* faisant corps avec lui, pour éliminer la portion de l'alluvion n'ayant plus à être traitée dans les appareils suivants.

La fonçure est garnie de chicanes pour parfaire le débourbage des alluvions très argileuses et de barreaux longitudinaux destinés à la garantir de l'usure et à mieux retenir la matière précieuse.

Une ouverture, fermée en travail par une *bonde*, est pratiquée au milieu ou sur le côté des augets pour la levée de la production.

Fonctionnement. — Le caisson du *sluice-box mobile* reçoit un mouvement rapide de va-et-vient au moyen d'une bielle actionnée par un arbre à excentrique.

Sous l'effet de ces oscillations, l'alluvion progresse lentement et par saccades de l'avant à l'arrière, et grâce aux frottements énergiques que subissent entre eux les éléments au sein de l'eau, l'argile est diluée et emportée par cette dernière au fur et à mesure de sa dilution. C'est le *débourbage*.

Pendant ce travail, les matériaux les plus lourds (or, platine, iridium, etc.) gagnent la ligne d'intersection des deux plans incli-

nés, s'y cantonnent et restent soustraits à l'action des plus légers, qui passent par-dessus sans les entraîner. C'est le *classement*.

Des modifications récentes ont été apportées par cet ingénieur aux sluices-boxes mobiles, décrits dans sa notice publiée en novembre 1903 et dans sa communication à la Société de l'Industrie Minérale (4e série, t. III, 3e livraison de 1904). Elles ont eu pour but de simplifier autant que possible leur constitution, de produire un débourbage encore plus énergique et d'abaisser de beaucoup le point haut de chaque installation pour la plus grande facilité du travail. Il me paraît intéressant de signaler aux exploitants de placers aurifères les avantages qui en résultent.

Les figures 105 et 106 expliquent assez clairement la construction et le mode de travail de ces appareils, pour me dispenser d'en donner une description complète. Je ferai seulement ressortir les avantages de certains dispositifs.

Débourbeurs. — Le rôle des débourbeurs consistera désormais à faire uniquement le débourbage complet de l'alluvion et à retenir l'or gros de plus de 20 millimètres de diamètre dans deux de ses dimensions (s'il en existe dans le gîte), sans se préoccuper nullement de la récolte de l'or fin, opérée parfaitement par le classeur placé à leur suite. En conséquence, dans chaque installation volante ou fixe, les sluices mobiles débourbeurs seront constitués par deux appareils équilibrés, plus ou moins larges, plus ou moins longs, à fonds plats, de forme identique, comprenant un ou deux augets et contrariés diagonalement par des chicanes parallèles entre elles.

Chicanes. — Les chicanes sont formées d'un élément de « riffle », de même hauteur que la flasque et d'une longueur suffisante pour laisser, encore libre, un passage égal aux 2/5es de la largeur du sluice, formant avec ce dernier un angle aigu dont l'ouverture est tournée du côté du plan redressé terminant l'appareil. Elles sont fixées sur le fond et sur les côtés du caisson, de telle sorte qu'opposées l'une à l'autre elles obligent les matériaux en traitement à séjourner plus longtemps en contact avec l'eau et à subir un nombre plus considérable de chocs, dus aux mouvements combinés du moteur, au redressement brusque des lames et aux battements énergiques de l'eau et de l'alluvion contre les dites chicanes et contre les parois des débourbeurs.

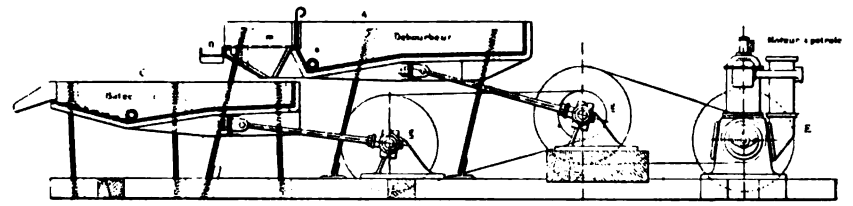
Ces violentes secousses et ces clapotis ont l'avantage de briser les boulettes d'argile, de nettoyer la surface des cailloux, de fouiller les cavités et les fissures des pierres provenant du bed-rock et de noyer l'or flottant d'une façon aussi sûre, mais beaucoup plus simple que par n'importe quel système d'arrosage d'eau injectée sous pression.

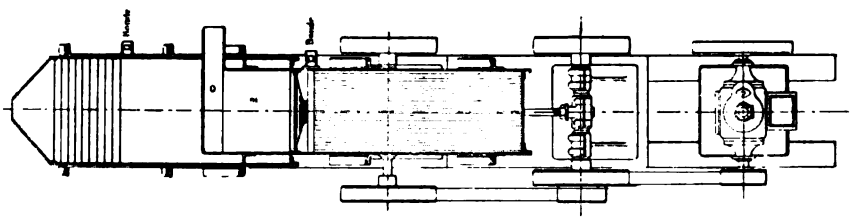
Plus on emploiera d'eau, plus vite s'effectuera le débourbage ; en règle générale, il faut que la matière argileuse en traitement *baigne complètement dans l'eau* pour pouvoir bien se diluer et se diviser ensuite en plus petits éléments.

Encombrement. — Afin que les installations volantes et les batteries fixes soient pratiques sur tous les placers, M. Félix François a réduit le plus possible cette hauteur qui ne dépassera pas désormais $1^{m},30$ au-dessus du niveau du sol pour le point le plus élevé de chaque installation.

Une installation volante composée de deux débourbeurs de 450 millimètres de largeur, d'un appareil classeur et d'un concentrateur, capable de traiter par jour 30 mètres cubes d'alluvion aurifère pourra facilement cheminer à bras, dans des conditions de terrains difficiles, pour suivre le chantier d'abatage au fur et à mesure de l'avancement des travaux. Cette modification est, de même, d'une très grande importance pour les installations sur dragues.

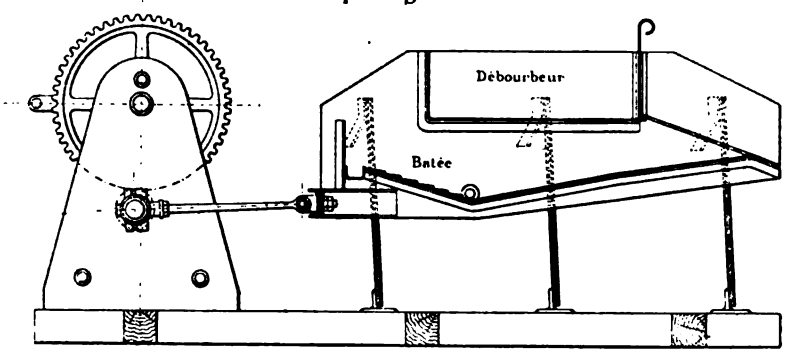
Classeurs. — Le classeur a pour fonction de laver, par sassement, les graviers et les sables et de retenir l'or moyen et l'or fin, en le concentrant sous un petit volume de matière enrichie. Autrement dit, de ramener à quelques litres le volume de plusieurs mètres cubes d'alluvion aurifère, sans perdre une parcelle du métal précieux qui y est contenu. Or, pour faire ce classement d'une façon efficace, il est nécessaire que le sluice finisseur ait une surface de classement aussi large que possible, afin que la matière y chemine lentement, sous une faible épaisseur. Il est important de remarquer que ce n'est pas l'épaisseur moyenne de l'alluvion que cet appareil contient, mais seulement la tranche supérieure qui marche (3 centimètres au plus), qu'il faut considérer et dont la vitesse deviendrait trop grande si on diminuait la largeur de l'appareil sous prétexte d'avoir éliminé une partie de l'alluvion à l'under-current qui le précède.





COMMANDE A BRAS

Coupe longitudinale



Vue en plan

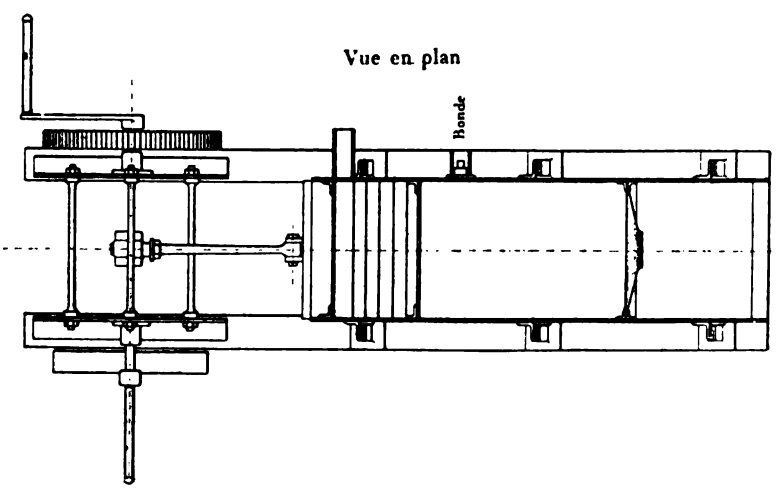


Fig. 105. — Sluices Félix François (appareil de prospection).

Les lames de ressort de cet appareil sont dirigées en sens contraire de celles supportant les débourbeurs pour ramener l'or de préférence un peu en arrière du point d'intersection des plans inclinés de l'auget, spécialement pour le cas où quelques paillettes ne toucheraient le fond que sur la face garnie de redans.

Concentrateurs. — Le concentrateur rend ce système de traitement absolument complet ; c'est une véritable batée mécanique. Il affecte la forme d'un auget tronconique, fait corps avec le classeur et oscille en même temps que lui pour concentrer davantage le produit du clean-up. On doit l'alimenter peu à peu et rejeter de temps en temps la tranche des graviers devenus stériles et ainsi de suite, pour faire la place d'un nouveau chargement. Ce n'est qu'à la fin de l'opération qu'on recueillera les sables lourds concentrés dans le fond de l'auget pour épurer à la main, avec une simple batée, les dernières impuretés mélangées à l'or.

Dans les installations fixes, de beaucoup plus d'importance et sur les dragues, on a intérêt à se servir de concentrateurs séparés et équilibrés.

Le « tout venant » du placer, au lieu d'être un inconvénient, est, au contraire, favorable au traitement qui sera d'autant plus parfait, que l'alluvion contiendra une forte proportion de gros cailloux pour écraser de leur masse les boulettes d'argile qui pourraient se former et, aussi, pour laisser filtrer l'or entre leurs éléments grossiers et gagner le fond de l'appareil.

Oscillations et leur amplitude. — Une vitesse moyenne de 360 oscillations par minute est la meilleure qu'on puisse employer pour effectuer parfaitement le débourbage — sans absorber trop de force motrice — et la course doit être de 32 millimètres.

Pour avoir un bon classement, c'est 180 oscillations qu'il faut atteindre avec une amplitude de sassement encore plus étendue : environ 50 millimètres.

Clean-up. — Pour procéder au clean-up, après avoir arrêté l'alimentation des matières à laver et fait osciller pendant quelques secondes les sluices avec de l'eau seule, on fait passer avec une raclette et un balai le contenu des augets du premier débourbeur dans le second, puis de ce dernier dans le classeur, et, enfin, de cet appareil dans le concentrateur par une ouverture pratiquée sur

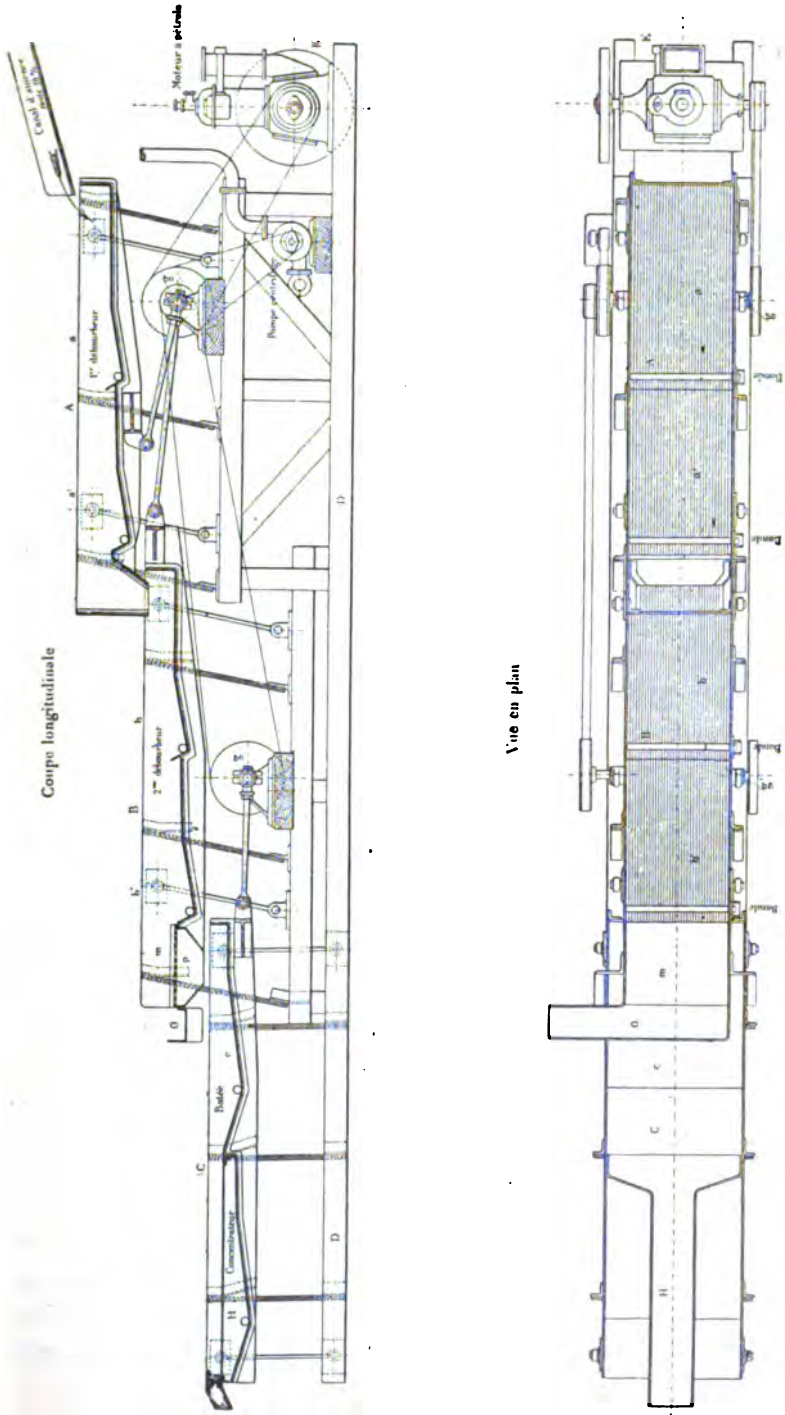


FIG. 106. — Sluice-box Félix François (appareil de lavage).

le fond du canal de fuite pour les gros éléments, tandis que les « schlichs » sont recueillis en enlevant la bonde du classeur pour achever le nettoyage qui ne pourrait être complet, par le haut, à cause des redans.

Conclusions. — En résumé, l'exploitation au moyen du sluice-box mobile offre cet avantage capital d'être un système complet de traitement, c'est-à-dire de débourber l'alluvion, de la classer par grosseur et par densité, tout à la fois dans le même appareil; de n'exiger que peu d'eau, peu de force motrice; de se débarrasser des stériles par la seule succession des opérations de traitement; de recevoir le « tout venant » du placer; et, enfin, de fournir un travail continu.

Avec cet appareil, l'exploitant récoltera la presque totalité de l'or contenu dans l'alluvion.

PRIX DES SLUICES-BOXES MOBILES FÉLIX FRANÇOIS

Appareil de prospection, mû à bras	500 fr.
— de petite exploitation (larg. 375 mill.) actionné à bras ou par moteur	1.500 fr.
— pour installation volante (450 mill. à moteur)	3.500 fr.
— — — (600 mill. à moteur)	4.500 fr.
— — — (800 mill. à moteur)	5.500 fr.

le tout, pris chez le constructeur.

DEUXIÈME CLASSE

LAVOIRS FIXES

a. — MÉTHODE SIBÉRIENNE POUR L'EXPLOITATION DES ALLUVIONS AURIFÈRES

Nous avons déjà vu que la caractéristique de la méthode sibérienne pour l'exploitation des alluvions consiste dans le *transport* des matières depuis le chantier jusqu'au *lavoir fixe* dans lequel s'effectue la séparation de l'or, puis, comme seconde opération, le *transport* au *tas de résidus*, à la *décharge définitive*, des stériles évacués par le lavoir.

Voici comment s'effectuent ces opérations :

Le plan de sondage établi conformément à ce que j'ai expliqué précédemment (Voir p. 121) permet de calculer le nombre d'ouvriers qu'il est nécessaire d'envoyer sur le placer pour opérer le lavage de la partie d'alluvion qui a été préalablement reconnue

et dont le décapelage du stérile superficiel, désigné sous le nom de *torf* (tourbe) dans le langage des mineurs locaux, a été opéré. On calcule de même, lorsque les transports doivent s'exécuter au moyen de charrettes spéciales (tarataïkas), le nombre de bêtes de trait qu'il faut amener sur le placer.

Ces données sont surtout importantes dans la Sibérie Orientale où les placers se trouvent situés sous des latitudes extrêmes, dans un pays dénué de toutes ressources, où il faut amener bêtes et gens souvent de fort loin après avoir accumulé sur le placer, pendant la durée de l'hiver, les vivres nécessaires aux uns et aux autres durant la période active. On conçoit par conséquent l'importance capitale que prend ici le sondage, car, si l'on commet une erreur en trop ou en moins sur le nombre d'hommes et de chevaux nécessaire à ce qu'on appelle l' « Opération » c'est-à-dire au travail proprement dit des alluvions pendant le temps relativement très court où l'eau est à l'état liquide sur les placers (cent à cent vingt jours au plus), on court le risque de voir le capital employé à cette opération complètement perdu.

Sur les placers de l'Oural, les conditions sont moins difficiles en ce sens que les hommes et les animaux de trait se rencontrent plus aisément sur place.

Avant d'entrer dans le détail des opérations, dont l'ensemble constitue la méthode sibérienne, il est nécessaire de donner des indications sur la forme particulière que revêtent les sociétés aurifères sibériennes. On verra en effet, que c'est à cause de cette organisation, surannée on peut le dire, que l'industrie des placers aurifères en Sibérie est restée jusqu'à ces dernières années dans un état de stagnation qui paraît difficile à comprendre pour ceux qui ne sont pas initiés à l'organisation financière des affaires aurifères dans ce pays.

La majeure partie de ces sociétés est constituée sous la forme dite de « Sociétés par Compagnons » (Tavarichestvo na viéré). En voici les traits principaux :

L'inventeur d'un placer ou de plusieurs placers formant un groupe exploitable constitue, dès qu'il est en possession du titre administratif de propriété, une société dite « par compagnons » qui, par son essence, se rapproche de la société en commandite, en ce sens qu'elle réunit tous les pouvoirs dans une seule main, celle

du « Compagnon Administrateur » (Raspri aditelny Kompanionn), mais qui en diffère par plusieurs traits essentiels : d'abord, il n'y a pas de capital social déterminé, mais seulement un capital de roulement, qui n'est lui-même pas fixé. L'acte de société établit seulement la part de chacun des intéressés dans les frais et dans les bénéfices, *part qui n'est pas toujours égale à leur contribution dans les dépenses.*

Il y a souvent des avantages spéciaux réservés en faveur de l'inventeur ou du Compagnon Administrateur, indépendamment des autres charges sociales, paiement des impôts miniers, etc.

La société n'a pas de durée déterminée. On opère par campagnes successives, annuelles, nommées « Opérations ». Le climat ne permettant pas en général de travailler plus de cent dix à cent vingt jours par an, au début de chaque campagne le programme des travaux ainsi que les prévisions de recettes en or est établi par le Compagnon Administrateur et soumis à l'examen des intéressés. On dresse alors un budget préventif des dépenses et des recettes probables nommé « Smieta », et chaque Compagnon est tenu de verser, auprorata de sa participation et aux époques fixées, le montant de la quote-part qui lui incombe. En fait, le rôle des Compagnons ordinaires est purement passif. Les choses sont organisées de façon à rendre le contrôle par les intéressés très difficile, sinon impossible. Leur concours se borne à celui des bailleurs de fonds.

Les dépenses consistent, pour la majeure partie, en achats de vivres pour les hommes et pour les chevaux, et surtout en frais de transport de ces vivres depuis les lieux de production ou d'achat jusque sur les placers où ils doivent être consommés. L'absence de routes carrossables oblige à faire ces transports en hiver, sur la neige, ou sur les rivières gelées, par les moyens les plus variés, par chameaux (*fig.* 107), par rennes (*fig.* 108) et même dans la Province Maritime, par chiens attelés à des traîneaux légers.

Les distances à franchir sont souvent très considérables; aussi les campagnes se préparent-elles longtemps à l'avance. Les grains et farines destinés à l'alimentation doivent être séchés avec des soins spéciaux pour pouvoir être conservés, sans se gâter, dix-huit mois à deux ans de magasin.

Ensuite, vient la question du recrutement de la main-d'œuvre,

car les gisements aurifères, surtout dans la Province Amourienne, se trouvent dans des contrées désertes et inhospitalières couvertes

Fig. 107. — Transports d'hiver par chameaux (Bassin de la Zéya).

d'épaisses forêts de mélèzes et de sapins (taïga) où vivent, clairsemées, les races indigènes adonnées à la pêche et à la chasse des animaux à fourrure. On ne peut donc compter sur aucune ressource locale en fait de population ouvrière, et il faut amener sur les placers tous les hommes nécessaires à leur exploitation.

On arrive ainsi au début de l' « Opération », au commencement de Mai, à avoir fait des avances en vivres, en transports et en main-d'œuvre, se chiffrant parfois par plusieurs centaines de mille roubles pour un seul placer.

Il s'agit, pendant la courte période des travaux, de rentrer coûte que coûte et le plus rapidement possible, dans ces avances ; après quoi commence ce qu'on considère comme le bénéfice de l' « Opération ». On travaille donc fiévreusement, sans trêve ni relâche, jusqu'au moment où les premières gelées se faisant sentir, à la fin du mois d'Août, on est prévenu qu'il est temps de faire rentrer

Fig. 108. — Transports par rennes.

au plus vite vers des régions plus tempérées, le personnel ouvrier et les chevaux. Il ne reste en hiver sur les placers qu'une partie des cadres du personnel, avec les ouvriers nécessaires pour les travaux d'hivernage. C'est aux environs du 11/24 Septembre que le signal de la retraite est donné. Il serait dangereux, même dans les années tièdes, de prolonger la campagne : les grands froids arrivent d'une manière foudroyante ; les rivières, voies naturelles de rapatriement, se couvrent parfois dans une seule nuit de « *chouga* », épais glaçons qui s'agglomèrent, *dans le fond de l'eau*, avec une rapidité incroyable, sous l'influence du froid intense ; on risque en un mot de se trouver coupé de toute communication si l'on est pris par la glace avec ses hommes, dans la sombre « taïga » sibérienne.

On connaît jour par jour la production des chantiers. On peut donc, dès le lendemain de l'arrêt des travaux, établir le bilan définitif de l' « Opération » et répartir les bénéfices entre les intéressés.

Conséquences du système. — De l'adoption, générale en Sibérie Orientale, de cette forme d'association résultent une série de conséquences déplorables, qu'il est facile de mettre en lumière. Elle est la cause principale de l'état arriéré et précaire de l'industrie aurifère dans ces contrées.

Tout d'abord la nécessité primordiale, impérieuse, absolue, imposée par les « Compagnons », de rentrer chaque année dans les frais avancés, est un très grand obstacle à tout progrès, à tout perfectionnement dans les procédés d'extraction et de lavage des sables aurifères. Toute amélioration comporte des essais, des tâtonnements, du capital immobilisé, du temps perdu surtout, qui, dans l'espèce, peut se traduire par une diminution du cube lavé, désastreuse pour l' « Opération ». On l'évite en s'en tenant aux anciens procédés qui sont sûrs, éprouvés, qui ont toujours donné des bénéfices et dont on peut confier l'exécution à des agents modestes et mal payés, d'instruction bornée, guidés simplement par la pratique et dont les capacités ne dépassent pas le cercle restreint des connaissances élémentaires. Voilà les raisons pour lesquelles les intéressés dans les affaires aurifères sibériennes, sauf de très rares exceptions, préfèreront s'en tenir aux procédés anciens, tant que les circonstances ne leur auront pas absolument forcé la main.

Le principe même de l'indépendance des « opérations » successives, exclut l'idée de toute immobilisation pouvant exiger un certain nombre d'exercices pour être remboursée ou amortie. Rares en effet sont les placers possédant un matériel autre que des « tarataïkas » (sorte de charette spéciale en bois, à caisse demi cylindrique, attelée d'un cheval, pour le transport des alluvions et du stérile) et des lavoirs en bois. L'exploitant sibérien recherche avant tout les placers à haute teneur, à or gros, même lorsqu'ils sont situés dans des régions inabordables, pourvu qu'ils donnent des bénéfices avec les procédés courants, en supportant des prix de vivres, de transport, des frais généraux, élevés ; il est réfractaire aux idées d'amélioration des méthodes et, partant, des prix de revient, permettant d'envisager l'exploitation de placers plus pauvres, donnant des bénéfices plus modérés mais plus sûrs, au moyen de perfectionnements appropriés, se traduisant pour lui en immobilisations, même temporaires, de capitaux.

Gaspillage des placers. — Ce qui est plus grave encore, si on envisage l'intérêt général du pays, c'est que ce système des sociétés par « Compagnons » et l'état d'esprit qu'il engendre conpuisent fatalement au gaspillage des gisements aurifères et à la perte définitive de la *moitié de l'or* effectivement contenu dans les placers.

Quelques mots suffiront pour le faire comprendre.

Les alluvions aurifères sibériennes, connues jusqu'à ce jour, sont constituées par d'anciens lits de rivières, d'époque quatrenaire, recouverts par des alluvions plus récentes et enfin par de la tourbe. Ces placers n'ont subi aucun mouvement orogénique sensible depuis leur formation. Ils tapissent donc le fond des vallées actuelles, dont ils épousent la forme et la direction générale et les terrains stériles qui les recouvrent, ne dépassent pas en moyenne, dans la très grande majorité des cas, le bassin de la Léna excepté, une épaisseur de 1 1/2 sagène (environ 3^{m},20). Dans ce dernier district, les alluvions aurifères ont des teneurs notablement plus élevées que dans l'Amour, mais elles sont recouvertes par des épaisseurs incomparablement plus fortes de stérile, qui compliquent beaucoup l'exploitation en obligeant à procéder par travaux souterrains ou par énormes chantiers à ciel ouvert, exposés aux inondations.

Lit mineur. — Lit majeur. — Les unes et les autres de ces alluvions n'ont pas une richesse uniforme. On distingue le *lit mineur* de l'ancienne alluvion, caractérisé par de très hautes teneurs atteignant fréquemment 3 à 4 zolotniks aux 100 pouds (15^{gr},60 à 20^{gr},80 par mètre cube d'alluvion en place) pour m'en tenir à des chiffres relativement modérés, car les placers fameux : *Djilinda*, *Djolon* et autres ont donné des teneurs moyennes, réalisées au cours de plusieurs « opérations », notablement supérieures aux chiffres ci-dessus (Voir page 121).

Sur les deux côtés de ce lit mineur, l'alluvion aurifère se prolonge, avec des teneurs et avec une puissance décroissantes, jusqu'à sa limite sur les flancs de la vallée, constituant le *lit majeur* de l'alluvion.

Le lit mineur est, naturellement, beaucoup plus étroit que le lit majeur, et en général aussi, beaucoup plus riche; mais si on fait le cubage de l'or contenu dans l'un et dans l'autre, on recon-

naît que, dans la très grande majorité des cas, les poids de l'or contenus dans ces deux lits majeur et mineur sont, à peu de chose près, équivalents, en général avec prédominance du poids dans le lit majeur.

Or, d'une part, la nécessité de produire rapidement un poids d'or considérable pour couvrir au plus tôt les avances faites à l'« Opération » en cours, et obtenir ainsi un plus grand bénéfice;

D'autre part, le prix de revient élevé pour l'abatage, le transport et le lavage de chaque sagène cube d'alluvion et de stérile, conséquence des méthodes employées et des fausses manœuvres qu'elles entraînent;

Amènent forcément les exploitants sibériens à enlever seulement le lit mineur, qui peut seul leur donner les bénéfices auxquels ils sont habitués et à négliger le lit majeur.

Pour éviter un trop long transport des stériles et des résidus lavés, ils les entassent sur certaines portions du lit majeur, à proximité des chantiers et des lavoirs. Ces parties ainsi enterrées sont dès lors rendues définitivement inexploitables.

Mais même lorsque ce dépôt des déblais sur le lit majeur n'est pas effectué — et il est prohibé par la Loi Minière de 1893 — la possibilité d'exploiter ultérieurement avec bénéfice l'or laissé dans le lit majeur, n'en reste pas moins fort incertaine. Il tombe en effet sous le sens que l'installation nécessitée pour cette exploitation, qui était déjà payée et toute prête à fonctionner lors de l'enlèvement du lit mineur, devra être reconstruite une seconde fois, avec les mêmes frais, pour traiter une alluvion moins riche, moins puissante, qui ne sera pas en mesure de payer l'amortissement de cette seconde construction.

Travaux « staratiélis. » — En fait, voici comment les choses se passent : une fois le placer écrémé par l'enlèvement du lit mineur, on le livre à des entrepreneurs (padriatchikis) ou plutôt à des orpailleurs volontaires (staratiélis), qui ont le droit de l'exploiter à leur guise, choisissant sur les bords du lit mineur les lambeaux les plus riches, à la seule condition de livrer au propriétaire du placer, à un prix convenu, qui varie entre $2^{R},50$ et 3 roubles par zolotnik (environ 1 fr. 56 à 1 fr. 87 le gramme) tout l'or par eux recueilli.

Les travaux par entrepreneurs ou par staratiélis sont conduits,

point n'est besoin de le dire, sans aucune méthode. Ces locataires éventrent de toutes parts les berges du lit majeur, grattent ce qu'ils peuvent en sous-cave, provoquent ainsi l'éboulement des bords et, lorsque l'alluvion aurifère est complètement ensevelie sous les éboulis, ils vont sur un autre placer recommencer leur besogne dévastatrice.

Ces staratiélis sont, comme on le comprend par la description que je viens de faire de leur méthode de travail, extrêmement difficiles à surveiller, et c'est par eux que le vol de l'or sur les placers, cette plaie si difficile à guérir, s'exerce de la manière la plus efficace. Ce sont des recéleurs tout trouvés, non seulement pour l'or provenant de leurs propres lavages, mais aussi, ce qui est beaucoup plus grave, pour l'or trouvé sur les placers par les ouvriers en régie, employés à l'extraction du lit mineur.

En résumé, un placer livré aux staratiélis est un placer à peu près perdu au point de vue de la possibilité de sa reprise éventuelle dans l'avenir, même avec des moyens perfectionnés. De ce gaspillage du lit majeur, le propriétaire ne reçoit rien ou presque rien, car les staratiélis n'accusent que des rendements dérisoires, volent la majeure partie de l'or qu'ils récoltent, et ce, au vu et au su de tout le monde, sans qu'une surveillance effective puisse être exercée sur eux. Leur action dissolvante s'étend sur les placers voisins en cours d'exploitation dont ils sont les recéleurs attitrés. Il y a là une cause de désordre et de gaspillage contre laquelle on ne saurait s'élever avec trop d'énergie.

Les coupes que je donne (*fig.* 109) montrent un placer sibérien à ses diverses étapes d'exploitation. Ces trois figures résument les observations qui précèdent. Elles ne sont pas théoriques ; elles représentent exactement un placer dont j'ai levé le plan, mais elles s'appliquent à la presque totalité des placers actuellement en exploitation dans le bassin de l'Amour.

I. — RÉGION DE L'OURAL

Lavoir à sluice sibérien. — Le lavoir à sluice sibérien comporte un système complexe de charpentes destiné à supporter :

1° l'extrémité de la voie d'accès ;

2° un sluice principal dont la tête est à une hauteur de 4 mètres

environ au-dessus du sol, et deux à trois sluices secondaires transversaux qui aboutissent aux norias destinées à relever les déblais ;

3° les canaux amenant l'eau nécessaire au lavage et à la mise en mouvement des roues motrices des norias.

Un type de ce dispositif est indiqué, par les plan, coupe et éléva-

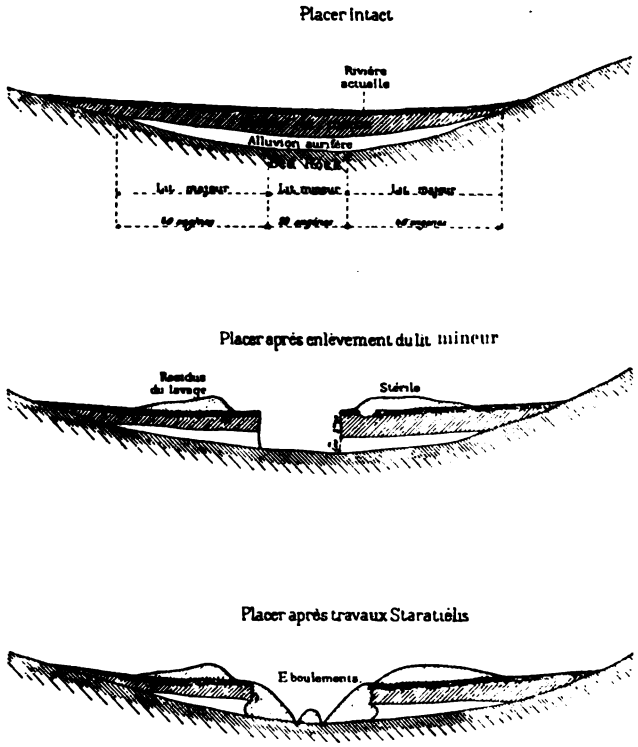


Fig. 109. — Étapes d'un placer sibérien.

tion relatifs à un lavoir installé à Waltchanka (Bogoslovsk) (*fig.* 110).

Sluice principal. — Le grand sluice principal AB se compose de plusieurs parties distinctes. A sa tête est une tôle perforée de trous, reposant sur le fond du sluice. A la suite de cette tôle se trouve une série de casiers grillagés. Ces casiers sont en fer forgé, de forme rectangulaire, sans fond et reposent également sur le plancher en bois qui constitue le fond du sluice. Ils ont, en général, 6 à 7 centimètres de haut et 10 centimètres de large. Ce dispositif a pour but

de multiplier le nombre des ressauts que doivent franchir les sables pendant leur parcours, et de compenser, par suite, le peu de développement du sluice. A la suite de ces casiers, vient une

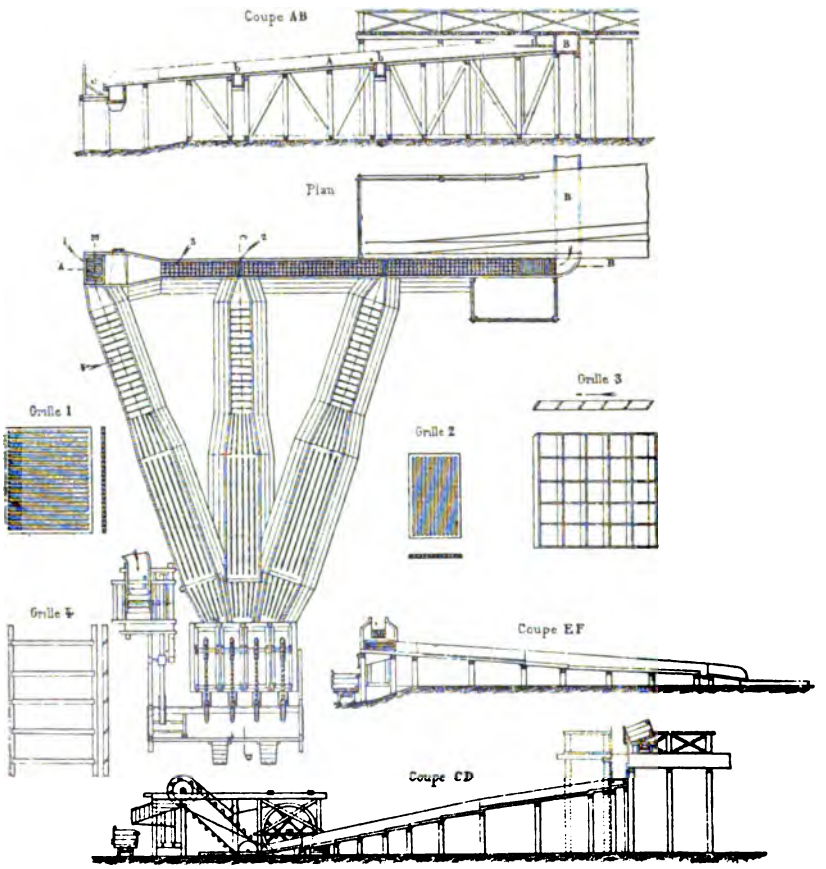


Fig. 110. — Lavoir de Waltchanka (Oural).

grille-tamis, *b*, à travers laquelle passe une partie des matières lavées qui se rendent sur le premier sluice secondaire. Cette disposition est analogue aux *under-currents* américains.

Les graviers et la portion des sables qui n'ont pas passé à travers la grille continuent leur chemin sur le sluice principal et trouvent, sur leur parcours, de nouveaux casiers grillagés semblables aux précédents, mais de plus grandes dimensions. L'augmentation de

ces dimensions est en rapport avec la diminution de la quantité d'eau qui les traverse.

Vers le milieu du grand sluice, les graviers rencontrent une deuxième grille aboutissant à un deuxième sluice secondaire; enfin, toutes les matières fines qui auraient échappé à ce double tamisage franchissent une dernière série de casiers grillagés et aboutissent à une troisième grille qui les fait passer sur un dernier sluice secondaire. Les graviers qui forment le refus des différentes grilles glissent sur une grille inclinée, C′, à travers laquelle passe le courant d'eau, et sont rejetés par elle dans une trémie située au-dessous du sluice, qui le conduit au-dessus des wagonnets.

Sluices secondaires. — Dans l'appareil de Bogoslowsk, qui vient d'être décrit, les sluices secondaires sont au nombre de trois; cette proportion est nécessitée par la finesse de l'or lavé. Non loin de là, à Tchernaïa-Rietchka, où l'or est un peu plus gros, ce chiffre a pu, sans inconvénient, être réduit à deux. Quel qu'en soit le nombre, leur disposition, toujours identique, est la suivante : A leur partie supérieure se trouvent non plus des casiers grillagés, mais de simples riffles transversaux; à la suite de ces riffles, les sluices se divisent en trois grands compartiments longitudinaux, recouverts de draps sur lesquels l'or achève de se déposer. A l'extrémité des sluices, se trouvent des norias qui relèvent les *schlamms* et les versent dans de petites voitures traînées par des chevaux. Ces sables lavés servent au ballast; on n'y a plus constaté que $0^{gr},0824$ d'or par tonne.

L'eau nécessaire au lavage est introduite sur le sluice, en partie au point de chute des sables et en partie un peu plus bas, au-dessus du premier tamis, α. Il en faut un volume d'environ *six fois celui du gravier traité*, ce chiffre comprenant l'eau motrice.

Ce volume ne peut, en général, être fourni que par les cours d'eau de quelque importance. Aussi est-ce généralement auprès de ces derniers, plutôt que sur les gisements eux-mêmes, que l'on installe les appareils de lavage. Cette considération se joint à celles que j'ai déjà développées plus haut pour légitimer le caractère stable des installations.

A Tchernaïa-Rietchka, les lavoirs sont à 2 kilomètres du gîte, auquel ils sont reliés par un chemin de fer. La chute d'eau de $2^{m},50$, nécessaire aux moteurs, a été obtenue à l'aide d'un barrage installé à 1 kilomètre environ du lavoir.

Mode de travail. — Le mode de travail employé au sluice sibérien diffère essentiellement de celui que j'ai décrit pour le sluice volant ordinaire, en ce qu'il *exige l'intervention de l'ouvrier* et cette différence est la conséquence directe du peu de longueur des sluices.

Sur un parcours aussi restreint que celui de la traversée des appareils, il est impossible de demander à l'eau seule de faire la séparation complète de l'or d'avec toutes les autres substances plus ou moins lourdes qui composent les graviers. Aussi l'opération est-elle divisée en deux parties distinctes : la première, qui seule est demandée au lavoir, est l'enrichissement des sables et la formation d'un *schlich* riche en or ; la seconde, qui consiste à extraire l'or de ces schlichs par voie d'amalgamation, exige l'intervention de l'ouvrier et s'effectue à la main sur des appareils analogues à ceux de la prospection et du travail individuel.

Enrichissement des sables. — La première opération, c'est-à-dire l'enrichissement des sables, se fait automatiquement pendant toute la journée, soit de six heures du matin à sept heures et demie du soir, les ouvriers se bornant à décharger les wagonnets au-dessus des sluices et à enlever les stériles lavés. Le soir, à la fin du travail, les contremaîtres, avec l'aide d'une équipe d'ouvriers de confiance, recueillent le produit du lavage, c'est-à-dire tout ce qui s'est accumulé dans les trous des tamis, entre les grilles des casiers et dans les riffles. Ce produit se compose non seulement des pépites et paillettes d'or, mais encore de tous les minéraux lourds de petite dimension qui sont disséminés dans les sables et qui sont constitués, notamment, par de l'oxyde de fer magnétique, des pyrites, des grenats, de la blende, du rutile, enfin par du quartz ayant échappé à l'entraînement. Ce produit porte le nom de *schlich gris.*

Pour le recueillir, on enlève les grilles du sluice principal et l'on ramène avec une palette en bois les sables vers le haut du sluice. On les lave doucement et avec un léger courant d'eau pour les concentrer encore ; on fait de même sur les sluices secondaires.

Traitement du schlich gris. — L'extraction de l'or du schlich gris se fait par voie d'amalgamation, sur des tables dormantes qui, à Bogoslowsk, ont $2^m,20$ sur $0^m,95$.

L'opération est exactement celle que j'ai décrite à propos du travail individuel dont elle reproduit purement et simplement les deux

dernières phases : la transformation du *schlich gris* en *schlich noir* et l'extraction de l'or du *schlich noir*.

J'ai déjà exposé (p. 81) le détail des manipulations qu'exigent ces deux opérations. Je n'y reviendrai pas ici ; j'ajouterai seulement que dans l'Oural on fait toujours intervenir le mercure, l'or fin n'étant jamais négligeable dans le traitement d'un gîte alluvionnel assez développé pour mériter une installation fixe. En outre, l'importance et la richesse des schlichs gris ne permettent pas de négliger les déchets de leur traitement. Ceux-ci sont donc toujours recueillis et repassés tous les trois jours sur une seconde table dormante. Lorsque l'opération principale donne, par jour, 1,5 à 2 livres d'or, cette seconde amalgamation en produit encore une demi-livre. Quant à la proportion entre l'or retiré des schlichs récoltés sur le sluice principal et l'or retenu sur les sluices secondaires, elle varie suivant le degré de finesse des paillettes. A Tchernaïa-Rietchka, où l'or est assez gros, on en retire 97 0/0 sur le grand sluice et 3 0/0 seulement sur les sluices secondaires ; à Volstchanka, où l'or est plus fin, on en retire 70 0/0 seulement sur le sluice principal et 30 0/0 sur les sluices secondaires.

Le lavoir que je viens de décrire passe 500 tonnes par jour ; il exige, pour son fonctionnement, 20 hommes et 10 chevaux. Les sables qui y sont traités ont une teneur qui varie depuis 16 à 19 dolis aux 100 pouds (2 fr. 65 à 3 fr. 15 au mètre cube) jusqu'à 56 à 57 dolis (8 fr. 29 à 8 fr. 46 au mètre cube), la moyenne étant de 30 à 35 dolis aux 100 pouds (4 fr. 98 à 5 fr. 81 au mètre cube). La teneur s'élève exceptionnellement jusqu'à 1^{zol},48 (23 fr. 91 au mètre cube) et même jusqu'à 2^{zol}.10 (33 fr. 54 par mètre cube).

Le prix d'installation de ce lavoir a été de 70.000 roubles, soit environ 186.000 francs.

Lavoir avec trommel. — Le lavoir avec trommel s'applique, aux sables gras nécessitant un débourbage préalable. L'appareil que je prendrai pour type, et qui est représenté à la figure 111, est celui qui est employé à Berezowsk.

Description de l'appareil. — Cet appareil diffère du précédent :

1° par la présence du trommel débourbeur ;

2° par l'absence de tamis à trous circulaires et de casiers grillagés ;

3° par un développement moindre des sluices à riffles transversaux.

Ces deux dernières différences tiennent aux dimensions plus grandes

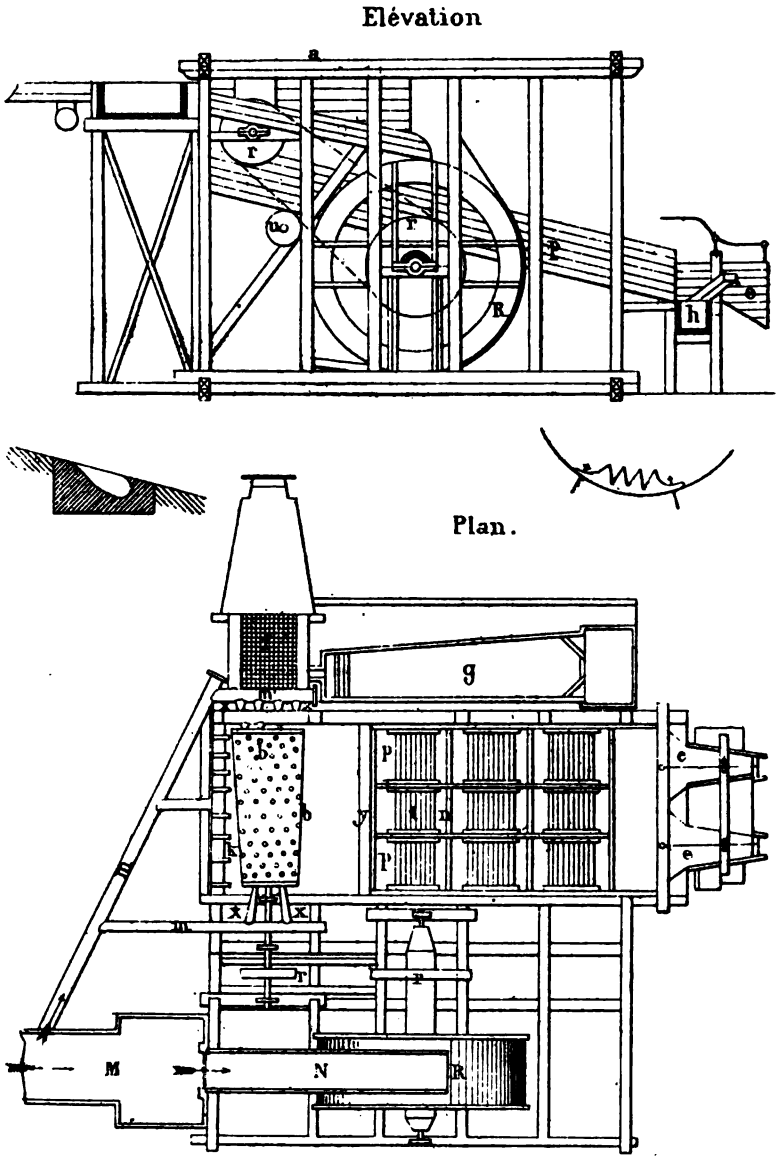


Fig. 111. — Lavoir avec trommel débourbeur, à Bérézowsk (Oural).

de l'or contenu dans les sables traités par cet appareil ; si l'or était fin, il faudrait compléter et augmenter la surface de lavage dispo-

nible. Tel qu'il est représenté par la figure, il comprend les éléments suivants :

Un *trommel* en tôle de fer de $3^m,60$ de long, ayant $1^m,10$ de diamètre à une des extrémités et $1^m,40$ à l'autre ; l'épaisseur de la tôle est de 9 millimètres. Il est percé de rangées de trous dont le diamètre varie de 9 à 17 millimètres, suivant la grosseur des matières traitées ; les trous sont distants de 67 millimètres sur une même rangée ; les rangées successives, distantes de 50 millimètres, sont disposées suivant des génératrices du trommel. Le vide des trous occupe du $\frac{1}{12}$ au $\frac{1}{16}$ de la surface totale.

A l'intérieur sont disposées, perpendiculairement à l'axe du trommel, des lames de fer dentelées représentées sur une figure à part.

Sous le trommel est un sluice *p*, divisé en trois compartiments longitudinaux et munis chacun de trois séries de riffles transversaux, *t*, séparés par des ressauts, *n*, et complétés quelquefois par une gouttière profonde *y*, placée à la tête même du sluice. Du côté de la plus grande section du trommel est une grille, destinée à retenir les cailloux et sous laquelle se trouve un lavoir à table dormante.

Le trommel est mû par une roue hydraulique.

L'eau de lavage, empruntée à la conduite générale, MN, qui amène l'eau sur la roue, R, est conduite sur l'appareil par des manchons, *m*, en cuir brut ayant trempé pendant quinze jours dans l'eau de goudron. La distribution se fait au moyen d'une double série d'ajutages, dont les uns, *x*, *x*, déversent l'eau à l'intérieur du trommel par ses deux extrémités, et dont les antres, *k*, débouchent directement sur la table de lavage. A l'extrémité de la table se trouve une dernière grille qui sépare les eaux boueuses des sables ; les premières sont évacuées par la conduite *h*, les seconds s'accumulent, d'abord, dans les deux espaces prismatiques *e*, et finalement contre une trappe à bascule qu'on soulève de temps en temps pour les recueillir dans des chariots.

Mode de travail. — Les sables, déchargés par une trémie dans le trommel, y sont délayés par l'eau et les lames de fer. Les cailloux sortent par l'extrémité la plus large et restent sur la grille ; les schlamms traversent, les uns les trous du trommel, les autres

la grille. Ils sont lavés, comme les graviers précédents, en deux opérations : la première se fait sur les sluices avec riffles qui sont placés à la suite du trommel et donne du schlich gris; la seconde consiste dans le lavage et l'amalgamation de ce schlich gris sur des tables dormantes.

La quantité d'eau nécessitée par un lavoir qui passe 400 tonnes par jour est de 67^{lit},5 par seconde, soit 3.000 mètres cubes par journée de travail de douze heures ; la proportion entre l'eau et le sable lavé est donc de 7,5 à 1, tandis qu'elle n'était que de 6 à 1 dans l'appareil précédent, qui ne comportait pas de débourbage.

Un appareil à un seul trommel lave, par jour, de 400 à 500 tonnes de sable ; il exige, pour son fonctionnement, une force de 3 chevaux-vapeur et un personnel d'environ 25 hommes et 14 chevaux.

Dans les placers de la Taïga d'Yénissei, une machine munie d'un trommel ayant 3^{m},20 de long et dont les diamètres sont respectivement 1^{m},20 et 1^{m},06, lave 204 mètres cubes en treize heures, soit environ 350 tonnes. La roue hydraulique exige 67^{lit},5 d'eau par seconde; le trommel en consomme de 47 à 80 litres par seconde pour le lavage. Le volume total d'eau nécessaire est donc environ douze fois celui du sable traité.

Un trommel dure une ou deux saisons d'été, suivant la quantité de cailloux contenue dans les sables.

Lavoir à cuve (Tchachka). — *Description de l'appareil.* — Les sables argileux compacts ne seraient qu'imparfaitement désagrégés par le lavoir à trommel ; on les passe au lavoir à cuve, représenté à la figure 112.

Cet appareil comprend une cuve à fond de tôle dont le diamètre varie de 2^{m},50 à 5 mètres ; ses bords verticaux ont une hauteur variant de 30 centimètres à 1^{m},50. Le fond de la cuve est un tamis en fonte ou en tôle de fer, formé de vingt-cinq secteurs distincts. Les trous du tamis ont, à leur partie supérieure, un diamètre de 15 à 18 millimètres et s'élargissent à la partie inférieure, où leur diamètre est de 20 à 25 millimètres ; ils sont espacés de 0^{m},10 l'un de l'autre. Entre les secteurs, et suivant un rayon, on ménage une large rainure *l*, habituellement fermée par une trappe et destinée à l'évacuation intermittente des cailloux.

La cuve présente, en son centre, une ouverture circulaire à tra-

vers laquelle passe un axe vertical *o*, mû par une roue hydraulique R. Cet arbre est muni de six à huit bras horizontaux, disposés suivant des rayons et reliés entre eux par des barres. Le long de

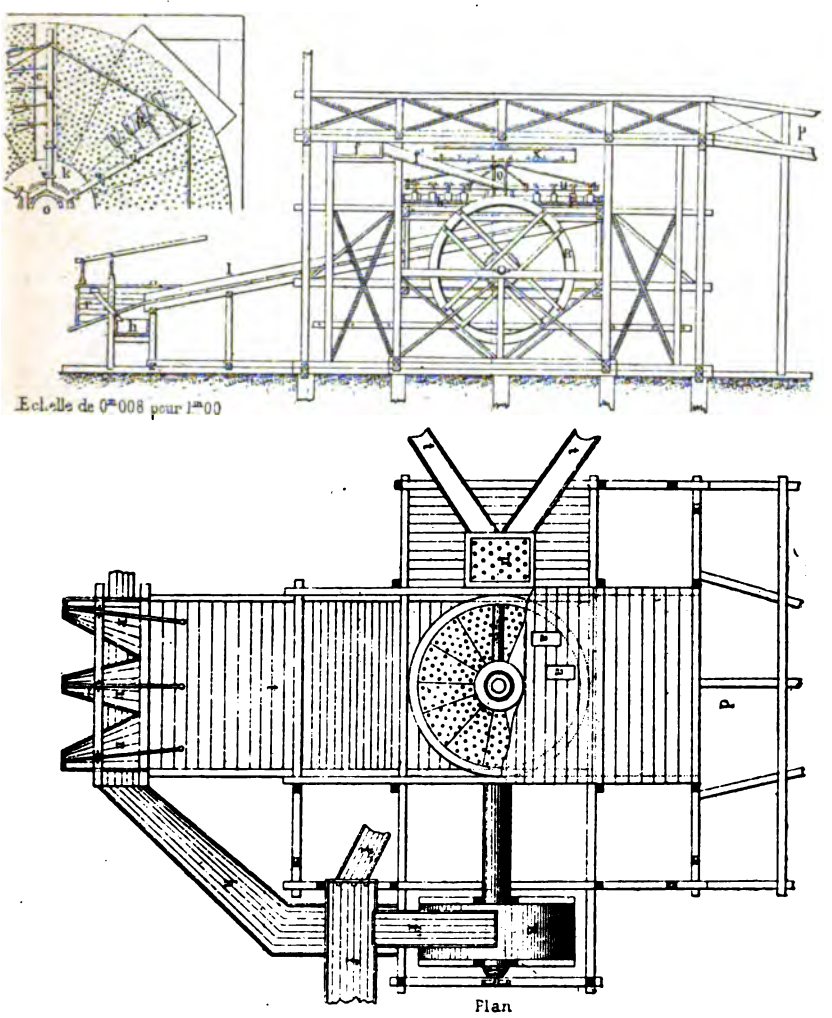


Fig. 112. — Lavoir sibérien avec « Tchachka ».

ces bras sont suspendus des manchons verticaux portant des sabots métalliques dont la partie inférieure est à peu de distance du fond de la cuve. Ces sabots affectent trois formes : ceux qui sont situés au milieu des rayons horizontaux sont droits et en forme de socs ;

ceux qui sont à l'extrémité des rayons, du côté du bord de la cuve, ont, sur un de leurs côtés, une aile destinée à ramener le sable vers le milieu des rayons ; enfin les sabots suspendus près de l'ouverture centrale de la cuve ont une aile inversement disposée pour ramener également le minerai sous les sabots droits.

Sous la cuve est un sluice *t*, à riffles transversaux de plus en plus écartés à mesure qu'on s'éloigne de la cuve.

L'eau est introduite dans la cuve, soit par un tuyau longeant les bords intérieurs et percé d'orifices sur tout son développement, soit par une gouttière de forme circulaire, suspendue au-dessus de la cuve, et dont le fond est percé de trous.

Mode de travail. — Les sables sont versés dans la cuve par deux ouvertures pratiquées dans le plancher qui est placé au-dessus d'elle et sur lequel on décharge les wagonnets. Ils sont délayés par les sabots et par le jet d'eau. Les schlamms passent à travers les trous du tamis et subissent le double lavage précédemment décrit dans les appareils à trommel; les cailloux restent dans la cuve. De temps en temps on ouvre l'ouverture *l*, et on fait tomber ces cailloux sur un tamis placé au dessous, sur lequel on les trie quelquefois à la main, car il peut y rester des quartz montrant de l'or visible. Le tamis est souvent remplacé par un trommel dans lequel on soumet tous ces *refus* à un deuxième lavage.

De même que le lavoir à trommel, le lavoir à cuve est employé dans les régions où l'on peut disposer d'une grande quantité d'eau. Un lavoir à cuve dépense ordinairement $9^{m3},7$ d'eau par mètre cube de sable lavé.

Suivant les dimensions de l'appareil et la nature des sables, on peut laver de 250 à 400 mètres cubes de sables par jour, avec un personnel de vingt-neuf hommes et de quinze chevaux ; on recueille sur les sluices une quantité de schlich gris variant entre 350 et 1.600 kilogrammes.

Quand la disposition du terrain le permet, on diminue la dépense d'eau en faisant alimenter une seconde cuve placée au-dessous de la première par les eaux qui meuvent la roue hydraulique.

A Bérézowsk, la cuve a $3^{m},50$ de diamètre, $1^{m},50$ de profondeur ; les bras intérieurs font 25 tours par minute. On passe de 50 à 55 tonnes par douze heures, et l'on consomme, en eau, dix fois le volume des sables.

Cuve de Miasse. — Sur les placers de la région de Tchélabinsk et de Miasse, on a combiné l'emploi de plusieurs cuves et du trommel, ainsi que le montrent les croquis représentés sur la figure 113.

L'appareil comprend deux cuves superposées : l'une en fonte, de $2^m,80$ de diamètre et de $0^m,40$ de hauteur, est percée de trous de 15 millimètres. Dans le fond de cette cuve, est ménagée une trappe à bascule *x*, mobile à l'aide du levier *p*, qui permet d'évacuer de temps en temps le refus des trous du fond de la cuve par la grille *x* et la trémie *h*. La seconde cuve, située au-dessous de la première, est plus petite et n'a que $2^m,10$ de diamètre et $0^m,25$ de hauteur ; son fond est plein et a une inclinaison de 6 centimètres par mètre.

En *u*, est un orifice latéral, débouchant sur une petite table inclinée *uo*, ayant environ $0^m,30$ dans le sens de l'inclinaison, une largeur de $0^m,90$ et une pente de 15 centimètres par mètre. Elle est munie de deux rebords, *u* et *o*, qui empêchent l'écoulement trop rapide des sables; une deuxième table horizontale de $0^m,50$ de largeur, la continue. A l'une de ses extrémités sont des planches *d*, ne laissant entre elles et la table qu'une fente étroite pour le passage des schlamms et destinées à répartir les schlamms sur toute la largeur de la table. A la suite de cette première table, il en existe une seconde, de $5^m,60$ à $4^m,20$, ayant une inclinaison de 20 à 25 0/0, suivant la nature des sables; plus les sables sont argileux, moins la déclivité est accusée. A l'extrémité de cette seconde table, les schlamms traversent un trommel au-delà duquel est installée une dernière table de $4^m,20$ sur $6^m,30$, inclinée de 12 à 15 0/0. Les stériles sont évacués comme dans le lavoir à cuve décrit précédemment.

Dans la cuve supérieure, se meut un arbre vertical faisant en général 12 tours par minute. Cet arbre est muni de deux séries de bras horizontaux *rr*, situés l'un au-dessus de l'autre ; ils portent douze barres verticales en fer à section trapézoïdale, rattachées excentriquement aux bras par des bielles *ss*. La distance entre l'extrémité inférieure de ces barres et le fond de la cuve est réglée tantôt par une chaîne *hh*, tantôt par une vis *v'*. Cette distance est ordinairement de 12 millimètres ; les barres extérieures ont une forme un peu différente et sont serrées contre le bord de la cuve par un ressort *f*. Dans la cuve inférieure se meuvent quatre bras, portant chacun neuf sabots dentelés.

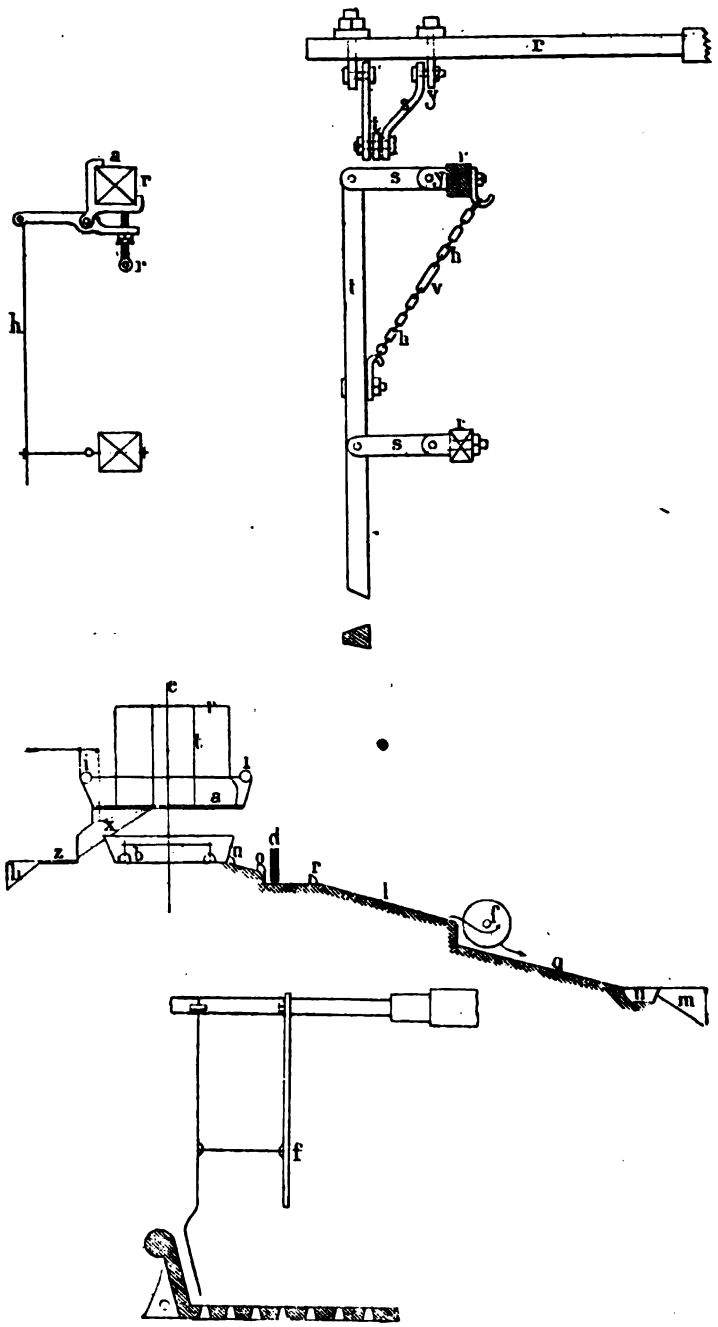


Fig. 113. — Lavoir à cuve de Miasse (Oural).

Mode de travail. — Les graviers sont désagrégés dans la cuve supérieure *a*; les gros cailloux restent sur le fond et sont évacués, comme je l'ai dit, de temps en temps, par la trappe *x*. Les schlamms tombent dans la cuve inférieure, où leur débourbage est achevé par les sabots dentelés. La transformation en schlich gris s'achève sur les tables inclinées, les gros étant classés sur la première table *t*, et les fins séparés des premiers par le trommel *f*, sur la table *g*.

L'extraction de l'or des schlichs gris ainsi obtenus se fait sur les tables dormantes, comme il a été dit plusieurs fois déjà.

La cuve de Miasse passe 195 mètres cubes de matière par jour, avec une dépense de $2^{m3},16$ d'eau par minute, soit *huit fois le volume de gravier traité;* elle exige une force motrice de 4 chevaux-vapeur.

II. — DISTRICTS DE LA SIBÉRIE ORIENTALE ET DE LA LÉNA

Appareils de lavage employés. — Les alluvions aurifères de la Sibérie Orientale et de la Léna ont, comme caractéristique générale, une composition très argileuse, ce qui donne à l'opération de débourbage une importance capitale. Aussi les appareils de lavage sont d'autant plus efficaces que cette opération préalable est mieux exécutée. C'est en vue de ce débourbage qu'a été construite la cuve dite Miasse que je viens de décrire.

Les vallées aurifères de la Sibérie Orientale et de la Léna ont, comme celle de l'Oural et de l'Yénisséï une pente longitudinale très faible. Aussi est-il indispensable, pour obtenir l'arrivée de l'eau à une hauteur suffisante, de creuser d'abord à flanc de coteau une dérivation parfois fort longue à partir du point où le barrage principal a été établi en travers de la vallée et de la terminer par un conduit en bois, supporté sur des pilotis, qui atteint parfois plus d'un kilomètre de longueur. Ce sont là des frais qu'il est souvent plus avantageux de remplacer par une machine à vapeur chauffée au bois, qui remonte l'eau nécessaire au lavage en même temps qu'elle assure la force qu'exigent les différents appareils de lavage.

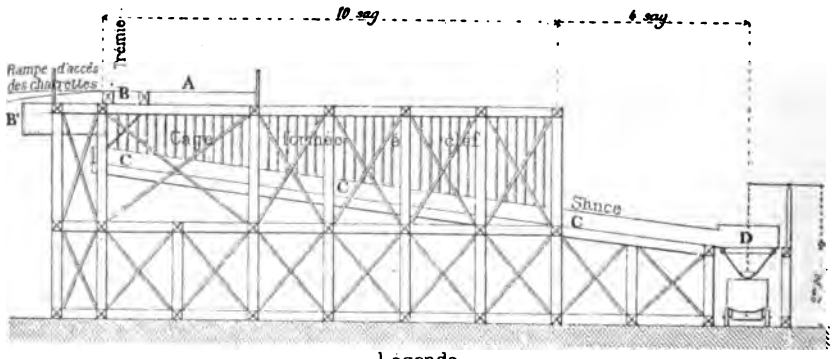
Trommel débourbeur. — La tchachka que je viens de décrire es un appareil qui donne un débourbage excellent, et cela se conçoit,

puisqu'on n'évacue les cailloux que lorsqu'on constate leur parfait nettoyage. Malheureusement cet appareil n'a qu'un rendement assez faible. Le trommel tronconique à axe horizontal donne un débit beaucoup plus considérable, mais, par contre, n'assure pas le débourbage d'une façon aussi complète que le fait la cuve. Le trommel est cependant l'appareil de beaucoup le plus employé dans toutes les grandes installations, la tchachka restant le prototype des lavages de moindre importance et des exploitations par entrepreneurs.

GRANDS LAVOIRS

Élévation des matières à laver. — L'élévation des matières jusqu'au niveau de chargement se fait généralement au moyen d'un

Sluice type de la Compagnie de la Zéya



Legende

A _ Plateforme d'arrivée des sables aurifères
B _ Trémie de chargement des sables aurifères
B' _ Caisse à eau
CCC Sluice de lavage fermé à clef sur les 10 premières sagènes
D Trémie de tailings

Fig. 114. — Grand lavoir du Djolon (Province Amourienne).

plan incliné construit en bois sur lequel les chevaux attelés aux petites tarataïkas remontent leur charge jusqu'au point de déversement dans le lavoir (*fig.* 114). Cette hauteur est au minimum de 6 mètres, et encore, dans bien des cas, il est nécessaire de relever les stériles au moyen de norias à l'extrémité inférieure des sluices de lavage, pour arriver à les charger automatiquement sur les tara-

taïkas affectées à ce service ; toutefois, avec une hauteur de 6 mètres, on peut, en ménageant bien la pente, arriver à évacuer les résidus sans être obligé de procéder à cette fausse manœuvre supplémentaire.

Dans certaines grandes exploitations, l'arrivée des matières aussi bien que leur évacuation se fait par des wagons actionnés soit par une locomotive, soit par un système de traction par chaîne sans fin ou par un guide-rope, ce qui constitue un réel progrès sur les méthodes sibériennes proprement dites, qui ont pour prototype l'emploi de la tarataïka comme moyen de transport (*fig.* 115).

Fig. 115. — Grand lavoir de Léonovski (évacuation mécanique des résidus).

Il faut dire que les alluvions de la région dont je parle, étant fréquemment gelées, ne se prêtent pas facilement à une exploitation par un seul gradin, ayant pour hauteur l'épaisseur totale de l'alluvion aurifère proprement dite, la couche superficielle stérile (torf) ayant été, comme je l'ai dit plus haut, préalablement enlevée pendant la saison d'hiver. Comme conséquence, il faut attendre que le soleil ait dégelé une certaine épaisseur de terrain pour l'exploiter à la pelle, et comme cette épaisseur ne dépasse guère 25 à 30 centimètres après une exposition de plusieurs jours, il s'ensuit que les tailles sont assez éloignées les unes des autres et que leur hauteur ne dépassant pas un pied (0^{m},30) au maximum, le chantier d'abatage se déplace très rapidement, pour peu qu'il soit le théâtre d'une exploitation un peu active (*fig.* 44). Ceci oblige, avec l'emploi des wagons traînés par un *guide-rope*, à riper fréquemment les voies, à déplacer aussi fréquemment les aiguilles,

ce qui vient diminuer l'effet utile de ce matériel par rapport aux *tarataïkas*, qui ne demandent aucune installation préalable.

Voici, pour fixer les idées, une comparaison entre le prix de revient de ces divers systèmes de transport.

I. Chantier avec guide-rope desservant les tailles dans l'alluvion et évacuant les stériles. — Chantiers en aval de Vassilievski Priisk ; — production : 50 sagènes cubes (soit environ 480 mètres cubes par dix heures). — Les tailles sont à 300 mètres en amont du lavoir.

La disposition générale du chantier est celle indiquée à la figure 116.

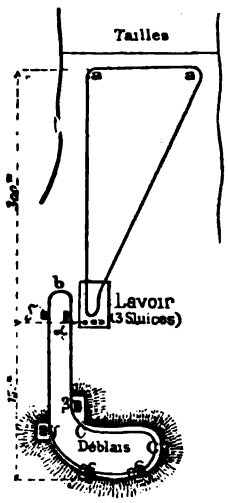


Fig. 116. — Chantier de Vassiliévski Priisk.

CHEVAUX ET PERSONNEL EMPLOYÉS

	Hommes	Chevaux
Abattage et chargement aux tailles.....	63	3
Transport, lavage, mise au dump.....	48	3
TOTAUX.....	111	6

Voici le sous-détail de ce personnel :

Abatage et chargement aux tailles. — L'unité est l'artiel de 7 hommes. Pour abattre et charger 50 sagènes cubes par journée de dix heures, former les trains, passer les wagons dans les courbes *a*, *a*, ce qui nécessite l'emploi constant de 3 chevaux, on compte 9 artiels, soit 63 hommes et 3 chevaux.

Rendement (1 sagène cube vaut 9.632 litres) :

$$\frac{9.632 \times 50}{63} = 7^{me},644 \text{ par homme et par jour.}$$

C'est un chiffre à retenir comme terme de comparaison. Le rendement est meilleur à la tarataïka, parce qu'elle est plus basse et plus facile à charger. Les hommes se plaignent beaucoup d'avoir à pelleter, par dessus bord, des wagons pourtant peu élevés ($1^{m},10$ au-dessus du rail).

TRANSPORT DES TAILLES AU LAVOIR. — PERSONNEL EMPLOYÉ

	Hommes	Chevaux
1 graisseur de wagons	1	»
Réparation courante des wagons	1	»
Cantonnier pour l'entretien des voies	1	»
Manœuvres pour riper les voies aux tailles	4	»
TOTAL	7	

PERSONNEL DU LAVOIR

	Hommes	Chevaux
Basculeur et chargeurs à la trémie (3 sluices à 3 hommes chaque)	9	»
Râcleurs sur les sluices pour faire descendre les matières : 3 par sluice quand il y a de grosses pierres; 2 en cas ordinaire × 3	6	»
Ouverture des trémies à décharge du stérile } aux galkis (gros graviers)	2	»
Ouverture des trémies à décharge du stérile } aux menus graviers	3	»
Chef laveur	1	»
Aide du chef laveur (laveur du sable gris)	1	»
Gardien du lavoir	1	»
Cosaque	1	»
Conducteur du cheval pour passer les wagons en *b*.	1	1
TOTAL	25	1

SERVICE DU DUMP

	Hommes	Chevaux
Accrocheur des trains montants en α	1	»
Décrocheur — — β	1	»
Accrocheur des trains descendants en γ	1	»
Décrocheur — — δ	1	»
Culbuteurs de wagons (2 culbuteurs à 3 hommes)	6	»
Conducteur de chevaux dans les courbes *c*, *c*	1	2
Charpentiers pour riper la voie en surplomb sur le dump	3	»
TOTAL	14	2

MACHINE MOTRICE

	Hommes	Chevaux
Mécanicien	1	»
Chauffeur	1	»
TOTAL	2	

RÉSUMÉ

	Hommes	Chevaux
Abatage et chargement aux tailles	63	3
Transport des tailles au lavoir	7	
Personnel du lavoir	25	1
Service du dump	14	2
Machine à vapeur	2	
TOTAL GÉNÉRAL	111	6

		Mètres cubes
Production par jour : 50 sagènes cubes		= 481,6
Rendement	par homme.....	3,338
	par cheval.....	80,266

II. **Chantier avec tarataïka.** — Tailles à 150 mètres en moyenne, en amont du lavoir. Dump à 60 mètres.

PERSONNEL ET CHEVAUX EMPLOYÉS

	Hommes
Abatage, transport et lavage.....	80
Chevaux employés pour ces divers travaux	45

soit : 31 hommes de moins qu'avec le guide-rope
39 chevaux de plus — —

Conclusion des agents locaux. — Le guide-rope n'est avantageux que dans les centres écartés où les chevaux coûtent beaucoup plus cher à entretenir que les hommes.

Il n'offre pas d'économie lorsque le prix de la journée du cheval est égal ou inférieur au prix de la journée d'ouvrier.

Voici des détails complémentaires à l'appui des chiffres ci-dessus.

Abatage et transport au lavoir. — Avec des tarataïkas et la distance réduite de 150 mètres des tailles au lavoir, 7 bons artiels (49 hommes) ou en tout cas 8 artiels ordinaires, font aisément les 50 sagènes par journée de dix heures.

A cette distance du lavoir, chaque artiel exige pour son service, aux termes mêmes du contrat de main-d'œuvre, 3 chevaux pour le transport des alluvions.

Total des chevaux nécessaires aux 8 artiels : 24 chevaux.

Pour le transport du stérile du lavoir au dump, on compte, en moins, un tiers des matières chargées, qui est évacué tout seul sous forme de tailings fins emportés par l'eau et par conséquent un nombre de chevaux nécessaires moindre aussi d'un tiers : total pour ce transport, 16 chevaux.

Total des chevaux, 40, auxquels il faut ajouter 10 pour cent pour malades ou inutilisés pour causes diverses : ferrure, boiterie, etc., soit un total définitif de 45 chevaux.

Au lavoir, on compte 12 hommes par sluice (koulibinka) passant 22 à 25 sagènes cubes par jour, soit pour 50 sagènes cubes, base de

comparaison, deux koulinbikas à 12 hommes chacune : 24 hommes. On a donc, en résumé :

Hommes aux tailles	56
— aux lavoirs	24
TOTAL	80
Chevaux employés	45

chiffres indiqués ci-dessus.

OBSERVATIONS GÉNÉRALES. — Il n'est pas besoin d'insister pour faire ressortir les défauts que cette comparaison met en évidence. Le guide-rope employé n'a de commun, avec cet ingénieux et économique système de traction, que le nom. Les dispositions, pour la pose des voies surtout, sont si mal prises, que chaque jour, par suite de cette simple malfaçon, il y a une masse de main-d'œuvre dépensée sans utilité.

Guide-rope de la Verkné Amoursky C°. — A la Verkné Amoursky C°, où on exploite à la fois le lit majeur et le lit mineur de l'alluvion, on arrive à supprimer complètement les chevaux dans les courbes. Ce résultat fait l'admiration du pays (placer Tayojné).

Voici la méthode adoptée sur ce placer dont je donne un croquis à la figure 117. Deux guide-ropes desservent : l'un des tailles, l'autre le lavoir. Le dump est en forme de fer à cheval évasé, déposé au milieu du découvert du placer. Le stérile, décapelé pendant l'hiver, est jeté à droite et à gauche en dehors des limites du lit majeur.

Les grands dumps se succèdent régulièrement à intervalles d'environ 200 à 300 sagènes l'un de l'autre, marquant ainsi l'avancement annuel des travaux.

Le lavage s'opère de la manière suivante : les matières étant peu argileuses, avantage commun d'ailleurs à toutes les alluvions aurifères du district, on sépare au trommel toute la partie formée de cailloux et graviers au-delà de 20 millimètres ronds. Les refus sont évacués directement au dump. Quant à la partie menue contenant tout l'or, elle s'écoule librement et toute seule sur un sluice ordinaire à casiers, où l'or est arrêté au passage. Point n'est besoin de râcleur sur le cours du sluice, et on peut se contenter d'une

quantité d'eau assez faible, les gros cailloux difficiles à évacuer sans main-d'œuvre ayant été éliminés dès le début.

Plan d'ensemble du placer Tayojney

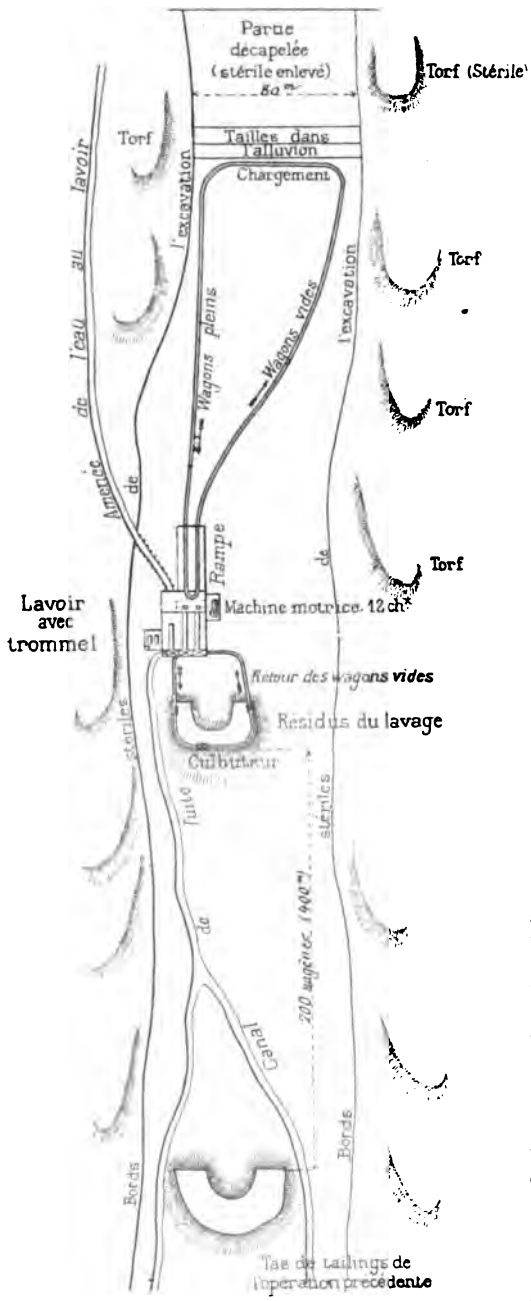


FIG. 117.

La figure 117 donne une idée de la disposition de ce chantier. Les tailings, après le lavage, ne contiennent pas plus de 4 dolis aux 100 pouds (environ 0gr,25) par mètre cube, ce qui peut être considéré, dans l'état actuel de l'industrie aurifère en Sibérie Orientale, comme un résultat extrêmement favorable.

Les seules critiques à adresser à cette installation sont : perte de l'or fin par suite du non-emploi du mercure dans la queue du sluice, type de wagon mal choisi nécessitant 3 hommes à chaque culbuteur sur le dump.

Types de wagons employés. — Les wagons employés au placer Djolon, sont dans le même cas. Ils sont de construction robuste et simple, mais difficiles à culbuter. Au stérile, par exemple, où il est si important d'arriver, au minimum de main-d'œuvre possible, puisque tous les frais

qu'on consacre à cette partie du travail sont une perte sèche, il faut 3 hommes par culbuteur. Ils ne sont occupés que d'une façon intermittente, et pendant tout le temps où ils attendent un wagon venant du lavoir, ils se promènent, bavardent et sont une cause de désordre.

Il serait facile d'installer un des nombreux systèmes de déchargeur automatique de terrassement, que nous voyons journellement fonctionner dans les chantiers de travaux publics, à la place des culbuteurs actuels. De même un bon type de basculage, combiné avec une vaste trémie de chargement, permettrait de supprimer la majeure partie des 9 manœuvres employés au versage dans les sluices, des wagons chargés d'alluvion provenant des tailles.

Accrocheurs, décrocheurs, etc. — Autre personnel inoccupé la moitié du temps. Ce travail devrait être fait par les ouvreurs de trémie eux-mêmes, qui auraient simplement à manier le va-et-vient de déchargement.

En résumé, en dehors des hommes employés aux tailles, on pourrait assurer le transport au lavoir, le lavage et la mise au dump de 50 sagènes cubes par jour, avec le personnel suivant :

	Hommes
Ripage, entretien de la voie, graisseur	7
1 chef laveur et son aide	2
2 culbuteurs au chargement des sluices	2
2 hommes à la manœuvre sur le dump	2
1 accrocheur des wagons basculés	1
1 gardien, 1 mécanicien, 1 chauffeur	3
1 cosaque	1
TOTAL	18
Abatage aux tailles, 9 artiels de 7 hommes	63
TOTAL GÉNÉRAL	81

Soit une économie de 30 hommes sur les cadres actuels, plus 6 chevaux rendus inutiles.

Et une économie de la totalité des chevaux (45) sur le procédé des tarataïkas.

On verra plus loin, au cours de l'étude économique, quelle somme représente une pareille suppression. On peut s'en faire une idée

par un seul chiffre. En moyenne, un cheval coûte par an, à la Zéya, amortissement compris, de 550 à 600 roubles.

Petites exploitations à la Tchachka. — Voici, à titre d'exemple, la

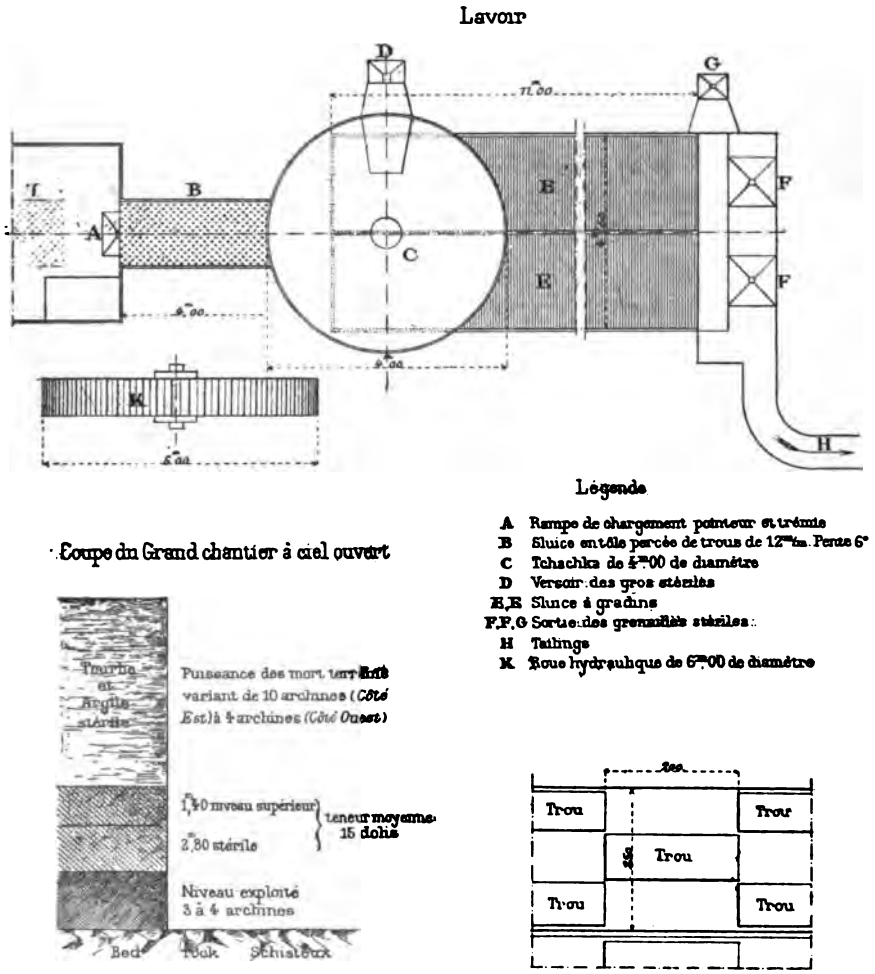


FIG. 118. — Lavoir N° 1, à tchachka en Transbaïkalie (Compagnie Daourskaya).

description d'un lavoir à « tchachka », existant sur les placers de la Compagnie Daourskaya en Transbaïkalie.

Le lavoir N° 1 est une tchachka sibérienne de 4 mètres de diamètre. Elle traite, en outre, des alluvions venant des tailles n° 1, des déblais de relavage qui lui sont envoyés de l'excavateur (*fig.* 118).

Ce lavoir est beaucoup trop petit pour le travail qu'il aurait à faire si on voulait y traiter la production que l'excavateur pourrait fournir. La cuve est déjà surchargée, et quoique les matières passées soient peu argileuses, elles séjournent très peu de temps sous les sabots mobiles ; aussi trouve-t-on dans les stériles qui s'échappent par le versoir continu à trappe D, beaucoup de pelotes d'alluvion non désagrégées. Il y a de ce chef un déchet assez important. Un trommel remplacerait avantageusement cette « tchachka », tant comme perfection plus grande du travail que comme quantité passée par jour.

Ce lavoir est mû par une roue hydraulique. L'eau est abondante sur le placer et aménagée d'une façon tout à fait remarquable, grâce à un système de canaux en bois (flumes) construits avec art et entretenus avec beaucoup de soin.

Le lavoir N° 1 pourrait économiser deux rableurs placés sur le petit sluice B, nécessités par le défaut de pente de ce dernier. Il manque aussi une installation pour retenir l'or fin des tailings ; mais cette lacune est commune à tous les lavoirs de type sibérien.

Cet appareil lave 17 sagènes cubes par jour (164 mètres cubes).

Voici maintenant, la description d'un lavoir situé sur le même placer, en Transbaïkalie, dit lavoir N° 2.

Il est situé à 350 mètres en aval du précédent. Il lave des alluvions un peu plus argileuses provenant d'un grand chantier à ciel ouvert, situé à proximité et qui est décrit ci-dessous. Les matières sont débourbées dans un grand trommel en tôle, percé de trous de 12 millimètres, de $1^m,80$ de diamètre et de $4^m,50$ de longueur. Les rejets contiennent encore des pelotes argileuses non délayées, mais moins qu'au lavoir n° 1, bien que la nature de l'alluvion soit moins favorable au débourbage.

Ce lavoir passe 22 sagènes cubes par jour (212 mètres cubes).

Le sluice sur lequel l'or est retenu est un peu différent de ceux généralement employés ; la figure 119 en donne le détail. Sa longueur totale est de 11 mètres. Il est bon de remarquer que le petit sluice de tête, distribuant la lavée dans le trommel, a une bonne pente et n'exige pas, comme c'est le cas au lavoir n° 1, d'hommes spéciaux pour son râblage. On garnit le fond de ce sluice de tête avec des tôles percées ou des casiers en fonte, selon la nature de l'alluvion.

Sur les gradins, répartis par groupes de trois, il y a du drap tendu sur le fond du sluice pour retenir l'or fin. On se déclare aussi très satisfait des « riffles » en bois, composés d'une planche de

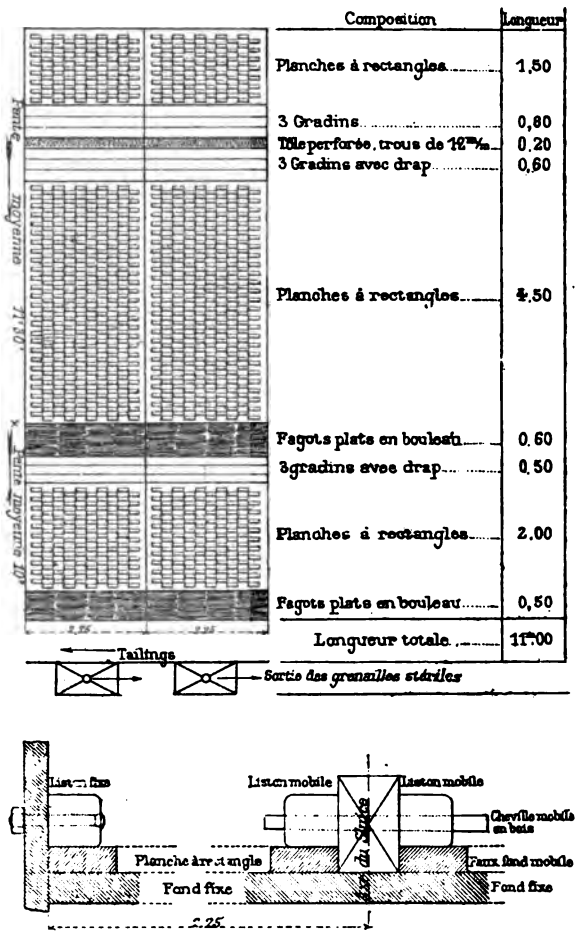


FIG. 119. — Lavoir N° 2, de la Compagnie Daourskaya (Détail des riffles pour retenir l'or).

40 millimètres d'épaisseur, percée de fenêtres rectangulaires de 200 × 75 millimètres.

Ces riffles se posent et s'enlèvent très facilement pour le nettoyage journalier, grâce au dispositif dont je donne le détail sur la figure. On m'a assuré que ces riffles, essayés comparativement avec les gradins ordinaires, avaient prouvé d'une manière incontestable leur supériorité pour retenir l'or fin (*fig.* 119).

Tous ces détails, toutes ces expériences comparatives, bien étudiées, prouvent que la question des pertes par lavage a préoccupé depuis longtemps les sibériens et qu'il y a dans leurs lavoirs, de bons dispositifs à retenir.

J'ai tenu à me rendre compte du déchet effectif, et pour cela j'ai fait l'expérience directe suivante :

Sur la conduite du canal de fuite du lavoir N° 2, qui est le mieux aménagé pour diminuer les pertes, j'ai placé un sac en toile, fonctionnant comme un filtre, dans lequel j'ai recueilli les boues fines sortant du lavoir. Ces matières ne sont actuellement soumises à aucun traitement et retournent, avec le surplus des eaux, à la rivière.

L'analyse de ces boues, faite à Paris, m'a donné : or aux 100 pouds : 5,9 dolis (soit environ 2 francs par mètre cube). On voit qu'il y a de ce chef un déchet important qui pourrait être facilement évité par l'*emploi du mercure* dans les boîtes de queue.

Grand chantier à ciel ouvert. — Ce chantier se trouve à 150 mètres en amont du lavoir N° 2. Il exploite la partie de l'alluvion qui n'a pas été enlevée par les travaux souterrains de l'ancienne Compagnie. Il ne restait d'ailleurs à l'époque de ma visite qu'un cube limité L'alluvion aurifère est puissante, comme l'indique la vue générale de ce chantier (*fig.* 118); mais il y a une forte épaisseur de stérile à enlever. La partie supérieure de l'alluvion, tenant 15 dolis, est aussi envoyée aux remblais stériles (*fig.* 120).

L'ensemble de ce terrain est complètement gelé; de sorte que les tailles ne dépassent pas en moyenne 2 tchetverts $0^m,36$ de hauteur.

Ce grand chantier occupe le personnel suivant :

	Hommes	Chevaux
Ouvriers à l'abatage du stérile	12	»
— — de l'alluvion aurifère	24	»
Charrettes au transport du stérile	6	6
— — de l'alluvion brute	12	12
— — — après lavage	6	6
Hommes au lavage	9	»
Surveillants	2	»
TOTAL	71	24

Production moyenne journalière : 22 sagènes.

Rendement utile par homme et par jour :

$$\frac{12 \times 9,63}{71} = 3 \text{ mètres cubes,}$$

chiffre supérieur à la moyenne générale en Transbaïkalie, qui est de $2^m,50$ par homme et par jour et équivalant, à 4 *journées d'ouvriers pour* 1 *sagène-cube.*

Lavoir n° 3 (Nouveau lavoir). — Cet appareil a été installé pour traiter les matières provenant des travaux souterrains. Ce lavoir est beaucoup plus puissant que les précédents et peut passer, en plein travail, 60 sagènes cubes (578 mètres cubes) par jour. Il est mû par une grande roue hydraulique par dessus, de 12 archines ($8^m,52$) de

FIG. 120. — Grand chantier à ciel ouvert.

diamètre, construite sur place. Elle a fonctionné devant moi et fait honneur, ainsi que le grand flume d'amenée, à l'habileté de son constructeur. Ce lavoir manque seulement d'une installation pour « sauver » l'or fin. Ces pertes sont certaines, car j'ai remarqué que tout le chanvre qui sert à boucher les fentes du flume d'évacuation des boues de lavage était, après l'achèvement de la campagne, soigneusement volé par les ouvriers, brûlé dans leurs cases, et les cendres traitées clandestinement à la batée, pour recueillir l'or resté dans les interstices.

L'appareil de débourbage est un trommel à trous décroissant, suivi d'un grand sluice à gradins et à riffles rectangulaires, disposés comme au lavoir N° 2 et divisé en trois sections lavant séparément les grenailles classées par le trommel.

On emploie sur ces mêmes placers un excavateur pour relaver les anciens tailings des exploitations antérieures; ces matières sont en effet moins gelées que l'alluvion proprement dite et sont, par conséquent, assez meubles pour être saisies par les godets de l'appareil. Nous verrons plus loin que ce procédé d'exploitation, évidemment bien supérieur aux pelles et aux pioches manœuvrées à bras, est avantageusement appliqué au Klondyke, région qui présente tant de ressemblance avec la Sibérie.

Emploi de l'excavateur sur le placer Malamalsky. — Cet appareil était en marche, lors de ma visite, de sorte que j'ai pu me rendre compte exactement de son rendement.

Construit par la maison Pinguely de Lyon (ancienne maison Gabert), cet excavateur est en service depuis sept ans, sans avoir nécessité des réparations autres que l'entretien courant. Il est vrai, comme on va le voir, qu'il fait un très petit service.

Il est du type dit « Universel », monté sur un truc roulant sur rails et mobile autour d'un axe central fixé à ce truc. Ce dispositif, qui n'a pas de raison d'être dans les chantiers d'alluvions, alourdit beaucoup le système, en complique la marche et en augmente considérablement le prix. Il est excellent pour exécuter des tranchées de chemins de fer ou tout autre travail dans lequel on a affaire à une banquette non dégagée sur sa face principale.

En outre, le mouvement de rotation autour de l'axe, ainsi que la progression sur les rails, s'obtient par un petit servo-moteur monté sur une plate-forme fixe, séparée de la plate-forme mobile où se tient le mécanicien de la machine qui commande l'excavateur, de sorte qu'il faut deux mécaniciens pour le service de l'appareil, un pour les godets et un pour le servo-moteur.

Le déplacement de l'élinde dans le sens vertical se fait à bras, au moyen d'un treuil.

On a ajouté à la voie de l'excavateur un troisième rail sur lequel est placée, à cheval, une trémie en bois permettant de charger de temps en temps les petites charrettes de 250 litres (taratatkas), qui desservent l'appareil. Cette partie du mécanisme est très défectueuse; la décharge dans les charrettes étant intermittente, la trémie s'engorge lorsque sa trappe inférieure est close; deux hommes sont constamment occupés à piquer les terres pour dégager l'ou-

verture. Dès que la trémie a reçu quelques godets, elle déborde, et il faut arrêter l'excavateur en attendant les charrettes (*fig.* 121).

En principe, il n'est pas possible de faire le service d'un excavateur, même du plus faible modèle, avec les petites tarataïkas sibériennes.

En fait, à l'époque de ma visite, le nombre des charrettes affectées à la décharge de l'excavateur et, ce qui est plus grave, la capacité de travail du lavoir n°1 qui desservait l'excavateur, ne permettaient pas à ce dernier de débiter plus de 20 sagènes cubes par journée de dix heures, alors que sa capacité journalière, de 90 à 100 sagènes, correspondait à 100 mètres cubes à l'heure, débit que l'appareil en question aurait pu facilement atteindre en marche normale.

En résumé, l'appareil par lui-même fonctionne parfaitement, mais les conditions dans lesquelles il travaille sont tout à fait défectueuses. Le personnel n'est effectivement occupé que pendant le quart du temps de la journée, et ce personnel est lui-même beaucoup trop nombreux, à cause des fausses manœuvres au chargement des charrettes. En voici l'état :

SERVICE DE L'EXCAVATEUR PROPREMENT DIT

	Hommes	Chevaux
Mécanicien et son aide	2	»
Trémie de chargement (piqueurs)	2	»
Trémie (manœuvre de la trappe)	1	»
Remplissage des godets	2	»
Charrettes	5	5
Transport de l'eau et du bois pour la chaudière.	1	1
TOTAL	13	6

SERVICE DU LAVAGE

Manœuvre et charpentier	2	
Ouvrier laveur	1	
Chargement du lavoir et sluice d'entrée	2	
Transport des stériles au dump	7	7
Réglage du dump	1	
Gardien	1	
TOTAL	15	7
TOTAL GÉNÉRAL	28	13

pour laver, journellement, de 17 1/2 à 20 sagènes.

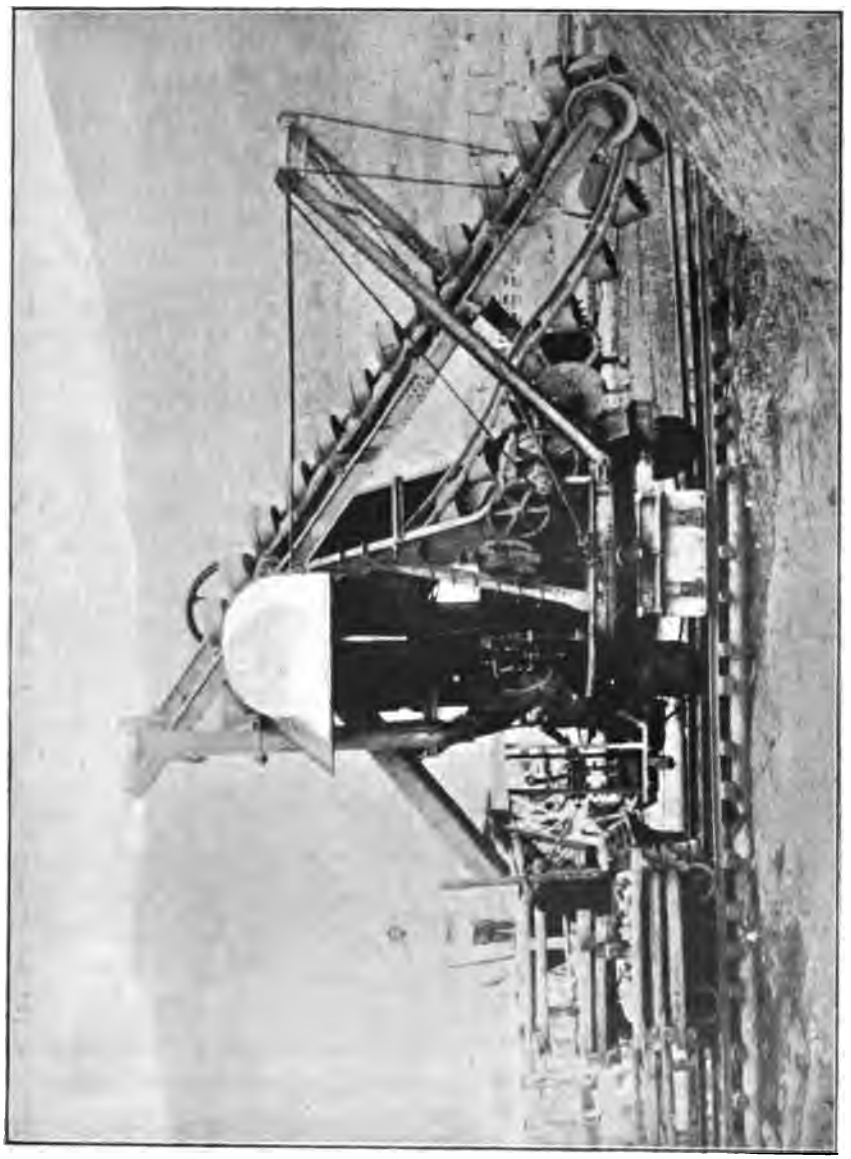


FIG. 121. — Excavateur universel en service, au placer Malamalsky.

Prix de revient de l'abatage par l'excavateur. — Ce compte ainsi établi, désavantage un peu l'excavateur, en mettant à sa charge la totalité des frais de lavage, tandis que les chantiers à ciel ouvert n° 1 sont lavés gratis.

La preuve en est qu'il y a plus de charrettes employées au transport du stérile au dump qu'au transport de l'excavateur au lavoir (7 à la décharge contre 5 à la charge), ce qui est d'autant plus inadmissible que le dump est à 50 mètres du lavoir et en terrain horizontal, tandis que les matières venant de l'excavateur ont à parcourir 150 mètres avec une montée totale de 8 mètres et que les schlamms (minerai fin) s'en vont avec l'eau.

Malgré ce défaut d'organisation, l'excavateur constitue, de l'aveu même de la direction locale, une économie très sérieuse sur les anciennes méthodes. Si on compare en effet les chiffres de rendement cités à la page 321 pour les travaux du second chantier à ciel ouvert, desservi par le lavoir n° 2, on voit que, abstraction faite des ouvriers employés au transport et à l'abatage des stériles, ainsi que des charretiers occupés par le transport des alluvions au lavoir, on a dans le premier cas (excavateur occupé seulement pendant le quart du temps), 8 hommes en service pour 20 sagènes, soit un rendement de :

$$\frac{20 \times 9{,}63}{8} = 24 \text{ mètres cubes,}$$

abattus par homme et par jour, et dans le second chantier vingt-quatre hommes occupés à abattre 22 sagènes d'alluvions aurifères, soit un rendement de :

$$\frac{22 \times 9{,}63}{24} = 8^{m3},79.$$

Le rendement est, on le voit, presque triple dans le premier cas. Il est vrai qu'il faut tenir compte des frais de combustible, d'huile, de graisse, chiffons, et des réparations, pour avoir des chiffres absolument comparables ; mais ces frais sont très faibles et ne dépassent pas en moyenne, d'après les livres, 5 roubles par jour de travail.

L'emploi de l'excavateur sur les placers sibériens ne s'est cepen-

dant pas développé, et je considère comme plus avantageux de se servir de dragues plutôt que d'excavateurs. Ces derniers peuvent cependant jouer un rôle important dans certains cas, lorsquil s'agit de reprendre des tas de déblai déjà lavés une fois et déposés hors du placer, car, dans ce cas, l'emploi de la drague est impossible. Il faut, dans ces circonstances, ne pas perdre de vue les principes suivants :

I. Le sol gelé étant inattaquable par l'excavateur à godets, il faut limiter les tailles à la hauteur que le dégelage naturel peut atteindre, soit 2 à 2 tchetverts 1/2 aux meilleures époques ou dégeler artificiellement les matières (Voir page 420).

Choix d'un excavateur. — Il suit de là que plus un excavateur sera puissant, plus il faudra le déplacer souvent, puisqu'il ne peut enlever à chaque station qu'un cube limité d'alluvion dégelée. Or, si la manœuvre de l'appareil, une fois placé sur ses rails, est facile, le ripage de ces derniers, c'est-à-dire le transport parallèlement à elle-même de la voie de l'excavateur, demande beaucoup de temps et de monde, les traverses s'enfonçant dans le sol généralement boueux de la taille. En principe les excavateurs à gros débit, et par conséquent de gros poids doivent être radicalement écartés. Il faut aussi les alléger de toute machinerie non indispensable, de manière à pouvoir, du même coup, soulager la voie et faciliter le ripage. A ce point de vue, l'excavateur dit « universel » envoyé à Malamalsky n'était pas un choix heureux.

II. Enfin l'emploi d'un excavateur doit entraîner comme corollaire indispensable l'installation d'un matériel de wagonnets à traction mécanique. Les « tarataïkas », je l'ai déjà dit, sont absolument impropres au service d'un appareil de terrassement aussi puissant qu'un excavateur, même de petit modèle.

III. Il est plus avantageux en tout cas, si on décide l'emploi d'un excavateur, de le compléter par les dispositifs permettant le renvoi des tailings à la fouille, c'est-à-dire d'adopter l'organisation décrite à la page 264 de cet ouvrage.

Lavoir du placer de Dajdlivoui. — On peut citer encore, comme grand lavoir, celui du placer Dajdlivoui, dans la Haute Zéya, qui présente quelques particularités intéressantes. Il appartient à la variété de sluice nommée « *amérikanka* » par les Sibériens.

En voici une description succincte :

L'appareil est disposé comme l'indique la figure 122, qui donne le plan et l'élévation de ce lavoir.

Il se compose de deux sluices *a*, *a*, de 9 mètres de longueur

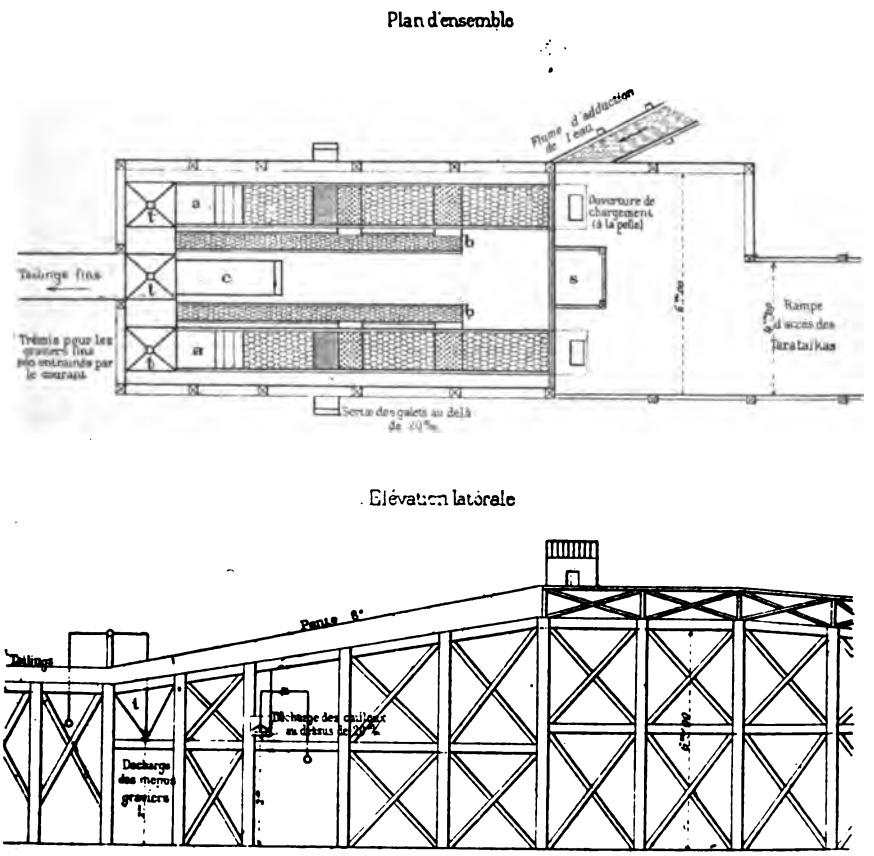


Fig. 122. — Lavoir du placer Dajdlivoui.

totale, avec chacun un under-current *b*, *b*, qui séparent, après $2^m,50$ de course, une partie des fines au-dessous de 15 millimètres. Entre les deux sluices se trouve une table dormante *c*, pour le lavage à la main des schlichs gris retirés des casiers.

Le surveillant se tient dans la baraque *s* du pointeur et a ainsi tout son personnel sous les yeux.

Pente du sluice. — La pente du sluice et de son under-current

est de 8°. On lave avec un volume d'eau quintuple de celui du sable, c'est-à-dire avec la moitié de ce qu'il faudrait pour délayer l'argile grasse et blanche qui empâte cette alluvion. De plus, comme on n'a pas la précaution d'introduire de l'eau en supplément après les under-currents, ni de retrécir la section au droit de ces saignées, le courant principal, affaibli par la perte que lui cause l'under-current, n'a plus la force de rien entraîner ; les pierres restent à sec sur la grille et il faut quatre hommes à chaque sluice pour raboter constamment les matières et éviter son engorgement.

Dimensions du sluice. — Ce dernier a une archine ($0^m,71$) de largeur entre parois, mesure sacramentelle qui n'est jamais dépassée par les exploitants. Quand on veut passer beaucoup de matières, on construit des lavoirs avec deux, trois « koulibinkas » ou amérikankas, de une archine chacune. L'idée ne vient pas qu'on pourrait en faire une plus large, susceptible, à elle seule, de passer tout le cube nécessaire.

On remédie à l'inconvénient de la saignée produite par les deux under-currents, en n'en faisant fonctionner qu'un, remède pire que le mal, parce qu'il en résulte l'engorgement des plaques et des casiers du sluice principal, qui est déjà bien court pour arrêter efficacement l'or, et on a une perte considérable d'or fin et même moyen.

La figure 123 donne le détail des dispositifs adoptés pour arrêter l'or. Il faut reconnaître qu'au point de vue des obstacles à imaginer pour s'opposer au courant qui entraîne le métal précieux, les Sibériens sont inventifs et adroits. Ils sont là sur leur terrain traditionnel, car le lavoir sibérien, à la fois si primitif et si simple, est un remarquable instrument d'arrêt de l'or sur un parcours extrêmement réduit.

A, A′, A″ sont des casiers en fer plat, posés de champ, de 40 millimètres de hauteur et de 8 millimètres d'épaisseur. Ces casiers sont faits sur place et rivés au moyen de petits rivets en fer doux.

B, même dispositif garnissant le fond de l'under-current, sauf que l'échantillonnage du fer et les dimensions des casiers sont moindres.

Un feutre épais est placé sous les casiers B ainsi que sous A″.

C, C′, plaques de tôle de 5 millimètres d'épaisseur, percées de trous en quinconces de 15 millimètres de diamètre, aboutissant à l'under-current B.

D, grille séparant les au-delà de 20 millimètres et les envoyant

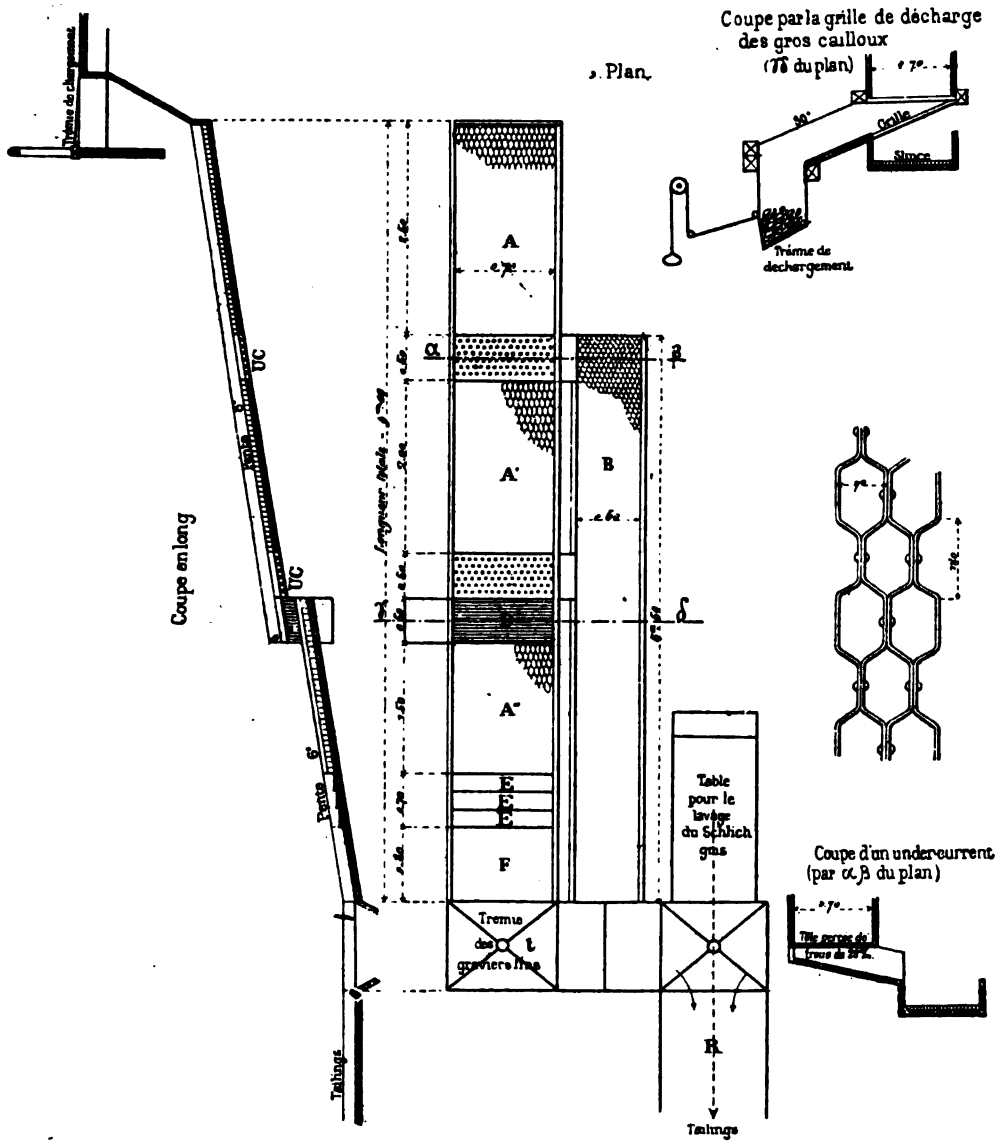


FIG. 123. — Lavoir de Dajdlivoui (Détail des rifflés et des under-currents).

directement par une goulotte en tôle, à la trémie de chargement des tarataikas.

E, E, E, trois escaliers en bois, garnis de drap, sans mercure.

F, sluice garni de drap de laine pour retenir l'or fin, aussi sans mercure, *t*, *t*, trémies des *éffélis* (tailings sableux).

R, couloir d'évacuation de l'eau et des fines non déposées dans les trémies.

On perd par là la majeure partie de l'or fin de l'alluvion, pour laquelle l'addition de mercure serait reconnue indispensable en tout autre pays que la Sibérie.

b. — EXPLOITATION PAR LA MÉTHODE HYDRAULIQUE

Introduction, historique et principe de la méthode. — L'ensemble des procédés connus sous le nom de *Méthode hydraulique* remonte au début de l'exploitation de l'or en Californie. C'est en 1852 que l'on en trouve la première ébauche rudimentaire sur le *Yankee Jim Claim*, dans le Comté de *Placer* (Californie). Elle y a été inventée par un mineur de nationalité française, dont le nom s'est malheureusement perdu au milieu de l'agitation fiévreuse qui caractérisait cette époque de vie de luttes et d'aventures.

A ses humbles débuts, le procédé se réduisait simplement à l'emploi d'un modeste appareil d'arrosage : un tonneau, placé à un niveau plus élevé servait de réservoir, et une manche en cuir avec un bout de tuyau de fer-blanc formant lance déchargeait l'eau contre les parois de l'alluvion.

Cet appareil inaugurait le principe nouveau de la suppression du travail manuel, en confiant à la seule force de la gravité, avec l'eau comme véhicule, le soin de procéder à la fois à l'exploitation des graviers, à l'isolement des parcelles de métal précieux, et à l'enlèvement des résidus.

L'esprit inventif et généralisateur des Américains comprit bien vite quel immense parti on pouvait tirer de ce principe et de cet outil rudimentaire, en donnant à cet engin des dimensions colossales. Quelques années suffirent pour remplacer le tonneau par d'immenses réservoirs et la manche avec sa lance par des canaux et des tuyaux gigantesques, dont la longueur se mesure par milliers de mètres et qui sont terminés par des ajutages puissants, capables de diriger, sous de hautes pressions, un jet d'une masse et d'une force énormes sur les graviers pour les démolir et les entraîner.

Cette méthode n'est manifestement applicable que *lorsqu'on peut disposer d'une pente suffisante pour l'écoulement naturel des torrents de boue et de pierres auxquels elle donne naissance*, ou encore lorsqu'il est possible de *créer artificiellement* cette voie d'écoulement, ce qui arrive chaque fois que les dépressions dans lesquelles doit s'effectuer l'évacuation sont situées à une altitude bien inférieure à celle des alluvions.

Ces conditions ne sont que bien rarement réalisées pour les alluvions récentes ou quaternaires occupant les vallées actuelles; elles le sont, au contraire, au plus haut degré, pour les alluvions *pliocènes*, lorsque celles-ci, comme c'est le cas en Californie en Australie, et, plus récemment au Klondyke, remplissent des dépressions indépendantes de l'orographie actuelle et situées à un niveau bien supérieur à celui des cours d'eau.

En tout état de cause, la méthode hydraulique, chaque fois qu'elle est applicable, entraîne nécessairement une accumulation formidable de débris, étagés suivant leur grosseur, depuis le point où débouche le canal d'évacuation jusqu'aux vallées basses où les rivières cessent d'avoir un cours torrentiel et même jusqu'aux fleuves et à l'embouchure de ceux-ci dans la mer.

L'accumulation des gros éléments à leur arrivée, même dans les vallées, n'a présenté, en général, et surtout au début, que de faibles inconvénients; situées à l'intérieur du massif montagneux de la *Sierra Nevada*, ces vallées étaient réduites, dans leur partie haute, à des gorges sauvages, impropres à la culture aussi bien qu'à l'établissement d'usines industrielles. Aussi le fait de leur remplissage n'a-t-il soulevé aucune protestation sérieuse, et cela d'autant moins qu'elles ont pu être acquises sans difficulté par les exploitants eux-mêmes.

Il en a été tout autrement des parties basses de ces mêmes vallées et surtout des vallées plus importantes auxquelles elles venaient d'aboutir. Là, en effet, une population agricole nombreuse, attirée par le succès même des exploitations minières, était venue s'établir, d'abord pour subvenir aux besoins de la population ouvrière, mais ensuite et surtout pour tirer un large profit de la merveilleuse fécondité du sol et de la beauté du climat.

Or, si les gros blocs étaient retenus dans les parties hautes et incultes des cours d'eau, il n'en était pas de même des graviers

menus, des sables et des limons qui descendaient, au contraire, dans les parties basses et se déposaient, dans ces régions cultivées, sur le fond même des rivières à mesure que le courant qui les entraînait se ralentissait. La profondeur du chenal disponible pour l'écoulement des eaux devenait donc de plus en plus faible, et des inondations de plus en plus fréquentes étaient la conséquence de ce rétrécissement.

Sans doute, dans les premiers temps, les crues subites et violentes dues à la fonte des neiges remédiaient à cet inconvénient et en déplaçait les effets, en creusant à nouveau le lit meuble et artificiel formé par les débris.

C'est ainsi que la rivière *Tuolumne* qui, avant de recevoir les débris d'exploitations hydrauliques, avait un lit de 170 mètres de largeur et de $4^m,50$ de profondeur avec une pente de $5^m,80$ par kilomètre, fut complètement remplie en vingt et un mois par ces débris ; partiellement nettoyée par les crues printanières des deux années suivantes, elle était réduite à une largeur de 10 mètres et à une profondeur de $0^m,30$ quatre années plus tard.

Mais les creusements partiels produits par les crues ne pouvaient être que des palliatifs restreints et insuffisants, et le jour est fatalement arrivé où le lit obstrué de la rivière n'a plus même pu contenir les eaux normales; à partir de ce moment, les hautes eaux se répandant dans la vallée entière ont submergé les cultures, inondé les habitations et détruit jusqu'au sol arable qui en faisait la richesse.

C'est surtout dans les Comtés de *Butte* et de *Mariposa* que ces effets funestes atteignirent leur maximum d'intensité, et c'est de là que vint le signal de la résistance contre un système qui avait provoqué de pareils désastres. Les hostilités entre la population agricole et la population minière, pour la défense de leurs intérêts respectifs, débutèrent par une injonction défendant à la *Miocene Company* du comté de *Butte*, qui possède dans le bassin du *Feather-River*, 500 hectares de graviers alluvionnels (*deep-leads*) de 10 mètres de puissance, d'envoyer à la rivière les rebuts (*tailings*) de leur exploitation hydraulique.

Depuis lors la lutte s'est généralisée, et elle s'est poursuivie avec une passion qu'explique l'importance des intérêts engagés. Les chiffres suivants, qui caractérisaient l'état industriel et agricole de

la contrée au moment de l'ouverture des hostilités, peuvent donner la mesure de l'importance de ces intérêts :

Canaux et conduites établis dans les comtés affectés.	4.000 kilom.
Capital engagé dans les mines.....	750.000.000 fr.
Produit annuel..... 60 à	75.080.000 fr.
Population minière atteinte par les procès.....	130.000 hab.
Population agricole.....	260.000 hab.

Une Commission officielle, nommée par le pouvoir fédéral, fut saisie de cette question vitale pour l'industrie minérale du Far-West, et fut chargée de fixer une jurisprudence permettant de mettre fin aux procès pendants devant les diverses Cours des États intéressés.

Cette commission a admis le principe de la possibilité des exploitations hydrauliques que certains arrêts isolés avaient impitoyablement condamnées; mais, pour sauvegarder les intérêts agricoles, elle a imposé, comme restriction à l'application de ce principe, l'obligation de rendre les tailings inoffensifs, soit en créant à l'aide de *barrages*, dans les vallées hautes, d'immenses lacs formant bassins d'épuration, soit en remontant les tailings à l'aide d'*élévateurs hydrauliques* (voir p. 385), dans les excavations laissées par les travaux d'exploitation mêmes, suivant le mode que nous décrirons ultérieurement.

Malheureusement les mines qui peuvent réaliser ces conditions sont en petit nombre, comme aussi celles qui, à l'exemple de la mine de *Klamak-River*, peuvent déverser directement leurs tailings dans la mer.

Pourtant, si l'on considère la perfection qu'avait atteinte l'outillage industriel employé par la méthode hydraulique, les facilités qu'avait créées l'emploi, sur une vaste échelle, de perforatrices pour le creusement des tunnels, l'usage de la lumière électrique pour doubler la durée du travail, enfin l'immensité des masses alluvionnelles encore aujourd'hui susceptibles d'être travaillées par cette méthode, on ne peut que désirer voir de nouveau s'ouvrir cette importante source de richesse, source dont on aura la mesure par les chiffres suivants, qui donnent l'estimation des principaux massifs de graviers dès aujourd'hui reconnus et tout prêts à être travaillés par la méthode hydraulique.

Bassin du Yuba-River.....	700.000.000^{m3}
— Bear-River.....	50.000.000
— American-River.....	75.000.000
Bassin de Makelumne, du Stanislaus et du Tuolumne.....	400.000.000
Autres petits bassins.....	150.000.004
Formant un total de.....	1.375.000.000^{m3}

Le Comté de *Nevada* a été le premier champion de la méthode hydraulique : c'est là qu'on trouve le fameux *Sam Juan Ridge*, ancien chenal aurifère, de 25 milles de long et de 1 à 1 1/2 mille de large, surmonté de terrains récents qui recouvrent la formation alluvionnaire de morts-terrains atteignant parfois 90 mètres. C'est sur cet immense tracé que s'échelonnaient les grands abatages hydrauliques qui ont fait la réputation de cette contrée et dont le principal, nommée la *North Bloomfield C°*, a été jusqu'au jour de son arrêt à la suite de la prohibition de cette industrie, la plus grande mine du monde entier comme puissance et développement de l'abatage hydraulique (*fig.* 16).

D'autres chenaux analogues, notamment *Dutch Flat*, *You Bel*, *Quaker Hill*, *Nevada City*, *Remington City*, et *Blue Tent* sont aussi bien connus, mais arrêtés depuis le *Débris Act* de 1884 qui a interdit l'application de la méthode. Il y a là d'énormes cubes d'alluvions aurifères, exploitables seulement par ce procédé brutal, mais économique, dont l'application se trouve ainsi suspendue jusqu'à nouvel ordre (*fig.* 124).

On avait espéré que la Loi de l'État de Californie connue sous le nom de *Loi Caminetti* permettrait de reprendre les travaux. Un dispositif prévoyait en effet que, sous certaines conditions de clarification des eaux ayant servi à l'abatage hydraulique avant leur restitution au cours d'eau, ce dernier pourrait être repris; mais la décision du Juge *Davis* rendue à la Cour Supérieur de *Marysville*, dans l'affaire de la C° *Sutter* contre la Mine *Étoile Polaire* a tout remis en question. Cette décision a forcé la mine à cesser tout travail, bien qu'elle eût obtenu une autorisation préalable des « *Commissaires de Débris* » institués par la Loi Caminetti. Autrement dit, la validité de cette régulation a été annulée.

Cette question des débris, vu l'importance des intérêts engagés, a

Fig. 124. — Hydraulic System avec ground-sluice (Mine de Lamar).

déjà donné lieu à de nombreux scandales. Pratiquement, à l'heure actuelle, seules les mines situées dans le Nord de la Californie ou celles qui sont en mesure d'évacuer directement leurs tailings à la mer peuvent appliquer le procédé hydraulique en Californie. *Toutes les autres mines sont en chômage obligatoire.*

Nul ne peut prévoir quelles solutions l'avenir réserve à cet égard; si, d'une part, depuis 1887, les exploitations hydrauliques sont presque toutes arrêtées en Californie, elles ne le sont pas encore dans d'autres régions, notamment dans la Nouvelle-Zélande, où le mouvement agricole et industriel est loin d'avoir acquis, jusqu'à présent, l'intensité qu'il a possédée, dès l'origine, en Californie. Il en est de même dans les districts arctiques du Yukon et du Klondyke, où l'absence de tout intérêt agricole assure au système hydraulique un champ d'action illimité, sans entrave administrative.

Mais, alors même qu'en Nouvelle-Zélande, comme en tout autre pays civilisable, le dernier mot devrait rester toujours à l'agriculture, — ce qui est peut-être conforme à la tendance naturelle à l'homme de favoriser les établissements qui assurent la régularité de son existence et la stabilité de sa vie, plutôt que ceux qui lui procurent une richesse passagère au prix de luttes et de sacrifices, — il y aurait toujours un intérêt de premier ordre à donner la description complète de la *méthode hydraulique*, parce qu'elle est, à la fois, une des conquêtes les plus remarquables de l'art de l'ingénieur, en même temps qu'elle correspondra toujours à une phase, transitoire peut-être, mais *rationnelle* et par suite *nécessaire*, de l'exploitation *intensive* des richesses que renferment les graviers aurifères dans les contrées encore inexplorées du globe.

Méthode hydraulique au cap Nome. — La première amenée d'eau sous pression a été faite au cap Nome, en 1901. Le canal avait 5 milles de long et son prix était de 5.000 dollars. Il a permis de recouvrer, dans l'année, 50.000 dollars. En 1902, la Compagnie Miocène Ditch a installé un canal pour amener de 27 milles de distance 3.000 pouces de mineur. Cette opération a été, dès 1903, un succès financier.

Une installation hydraulique artificielle, c'est-à-dire dans laquelle l'eau est mise en pression au moyen de machines et qui a coûté 50.000 dollars, a aussi été couronnée de succès (*fig.* 125).

Un nouveau canal d'amenée de 10.462 pieds de long, revenant à 28.591 dollars et amenant 4.000 pouces a été construit en 1903. En thèse générale, on peut dire que toutes les installations hydrauliques travaillant sur les alluvions gelées sont des succès. Plusieurs des Compagnies propriétaires de l'eau n'exploitent pas elles-mêmes de placers et se contentent de vendre l'eau aux mineurs.

Fig. 125. — Hydraulic System à Nome.

Aperçu de la méthode. — Comme toute exploitation rationnelle d'alluvions, l'application de la méthode hydraulique doit toujours être précédée par un levé de plans et surtout par un nivellement soigné de la contrée qui environne la concession.

Ces opérations ont pour but de déterminer, ainsi que nous l'avons exposé à propos de la méthode sibérienne : en premier lieu, la puissance des terrains alluvionnels à abattre, terrains dont la richesse a été préalablement reconnue, et, en second lieu, la possibilité d'amener avec une pression suffisante sur les points d'attaque la quantité d'eau requise pour le lavage.

On procède donc à une série de sondages, au moyen de puits convenablement espacés et creusés à partir de la surface jusqu'à la roche de fond, ou *bed-rock;* ces puits indiquent non seulement l'épaisseur du terrain stérile reposant sur l'alluvion proprement dite, mais encore la puissance de cette alluvion dans toute l'étendue du terrain que l'on se propose de travailler, et enfin la configuration du *bed-rock* lui-même.

On détermine ainsi le *point le plus bas du bed-rock*, détermina-

tion de la plus haute importance, car c'est à ce point que doit aboutir la galerie (*tunnel*) qui servira ultérieurement à l'écoulement des eaux et des graviers.

Lorsque la mine est importante, ces opérations préliminaires peuvent acquérir un tel développement que l'on cite des exploitations où leur coût ne s'est pas élevé à moins de 500.000 francs.

Les opérations préliminaires achevées, il faut étudier l'emplacement et ultérieurement effectuer le percement du *tunnel* à travers lequel doivent être évacués, pour être menés jusqu'à une vallée inférieure, toute l'eau employée au travail et les débris de l'exploitation que cette eau entraîne avec elle.

Le point d'attaque de ce tunnel est déterminé par l'orographie de la région et par la connaissance du point auquel il doit aboutir, ce point d'arrivée, ainsi que nous venons de le dire, étant le point le plus bas du *bed-rock* déjà déterminé par les sondages préalables; aussi la longueur de ce tunnel est-elle nécessairement variable suivant la topographie de la contrée. Nous indiquerons ultérieurement les dimensions et la pente usuelle qu'il convient de donner à cet important ouvrage.

En même temps que l'on assure ainsi à l'eau son débouché, il faut créer, par des moyens artificiels, l'immense approvisionnement que nécessite son emploi. Le barrage des parties hautes des vallées dans le but de recueillir les eaux hivernales, l'emmagasinage de ces eaux dans de véritables lacs qui en contiennent des millions de mètres cubes, leur conduite jusqu'aux travaux à l'aide de larges fossés (*ditches*), et de canaux en bois (*flumes*) ou de tuyaux de tôle parfois supportés, à de très grandes hauteurs, par des charpentes légères, enfin l'établissement de *sluices*, d'une longueur souvent très considérable, pour retenir l'or et entraîner au loin les débris, tels sont les gigantesques travaux préliminaires auxquels on doit se livrer. Ils ont été réalisés sur une immense échelle en Californie, et les constructions qu'ils ont entraînées sont parfois des merveilles de force et de légèreté.

L'eau amenée au point d'attaque est déchargée par le moyen de tubulures en fonte nommées *géant* ou *monitor;* elle atteint souvent une vitesse de 50 mètres par seconde, et son débit s'élève, dans quelques cas, jusqu'à 150.000 mètres cubes par vingt-quatre heures. Ce jet colossal, coupe aisément les bed-rocks les plus durs (*fig.* 126).

Projeté contre les bancs de gravier dont la hauteur dépasse quelquefois 100 mètres, cet énorme jet d'eau démolit la masse alluvionnelle et la transforme en un torrent de boue qui charrie, sur

Fig. 126. — Ce jet colossal coupe aisément les bed-rocks les plus durs...

le *bed-rock* mis à nu, les débris de toute grosseur et les entraîne dans les sluices en bois, pavés en pierre ou en bloc de bois *debout*, installés dans le tunnel.

Pour rendre l'action de l'eau plus efficace, le banc de gravier est

quelquefois attaqué par des coups de mine dont quelques-uns sont chargés de 1.500 à 2.000 petits barils de poudre.

D'énormes grues hydrauliques sont mises en place pour enlever les gros blocs de roches; enfin des dispositifs spéciaux, *grizzlies* et *under-currents*, permettent de se débarrasser des grosses pierres et de ralentir la force du courant.

L'or est retenu par le mercure placé dans les sluices, entre les interstices du pavage formant *riffles*. On est quelquefois obligé de prolonger ces sluices bien au-delà du tunnel d'évacuation. La construction de ces sluices de décharge extérieurs (*tail-sluices*) a moins pour but de retenir plus complètement l'or — qui est recueilli, dans les limites du possible, pendant la traversée du tunnel, chaque fois que ce dernier a une longueur suffisante — que de permettre d'évacuer les débris (*tailings*) en un point favorable de la vallée inférieure.

Nous avons déjà expliqué plus haut comment cette précaution, très usitée pendant la période de la grande exploitation hydraulique, était devenue insuffisante en Californie; si bien qu'elle n'avait empêché ni les préjudices causés à l'agriculture, ni l'ostracisme qui en a été la conséquence.

Il ne faut pas se dissimuler, d'ailleurs, que la méthode hydraulique, précisément à cause de la puissance des moyens qu'elle met en jeu, modifie profondément la topographie de la région à laquelle elle est appliquée; la dévastation qu'elle entraîne étant telle que, pour s'en rendre compte, il faut en avoir été témoin, toute description, même la plus fidèle, ne pouvant en donner qu'une image affaiblie.

Travaux préliminaires. — Barrages. — Pour l'approvisionnement régulier, sous forte pression, de l'eau nécessitée par la méthode hydraulique, il est indispensable d'établir de vastes réservoirs que l'on crée en barrant une vallée à une altitude suffisante au-dessus du niveau de la mine que l'on veut travailler.

En Californie, cette nécessité est rendue plus impérieuse par l'irrégularité du régime des eaux. Aussi les retenues d'eau à la suite de la fonte des neiges sont-elles seules capables d'assurer le travail d'été, qui paraît être le plus favorable, la chaleur de l'eau donnant une action plus énergique au mercure.

Le point choisi pour obtenir un barrage est naturellement celui où une vallée se resserre et présente des contreforts rocheux solides.

[illegible] varient avec les res- [illegible] les blocs de granite, enchevê- [illegible] de la masse, qui [illegible] surface en contact avec l'eau est [illegible] sur les poutres horizontales, avec [illegible] sont entièrement en bois, [illegible] par des cadres de bois ronds, super- [illegible] transversales des cadres étant [illegible] et fixées par des [illegible] voit une série de [illegible] dans l'intervalle de deux [illegible] transversales (fig. 68 et 127).

[illegible] par une prise d'eau, située un [illegible] avec murs latéraux [illegible] de l'eau dans [illegible] débouchant à l'intérieur [illegible] au moyen de valves.

[illegible] assez de solidité pour résister [illegible] pour faire parfois passer jus- [illegible] par dessus la crête du barrage. [illegible] peuvent atteindre ces [illegible] d'après Fuchs [illegible] des principaux [illegible]

[illegible]

| [illegible] | [illegible] | [illegible] |

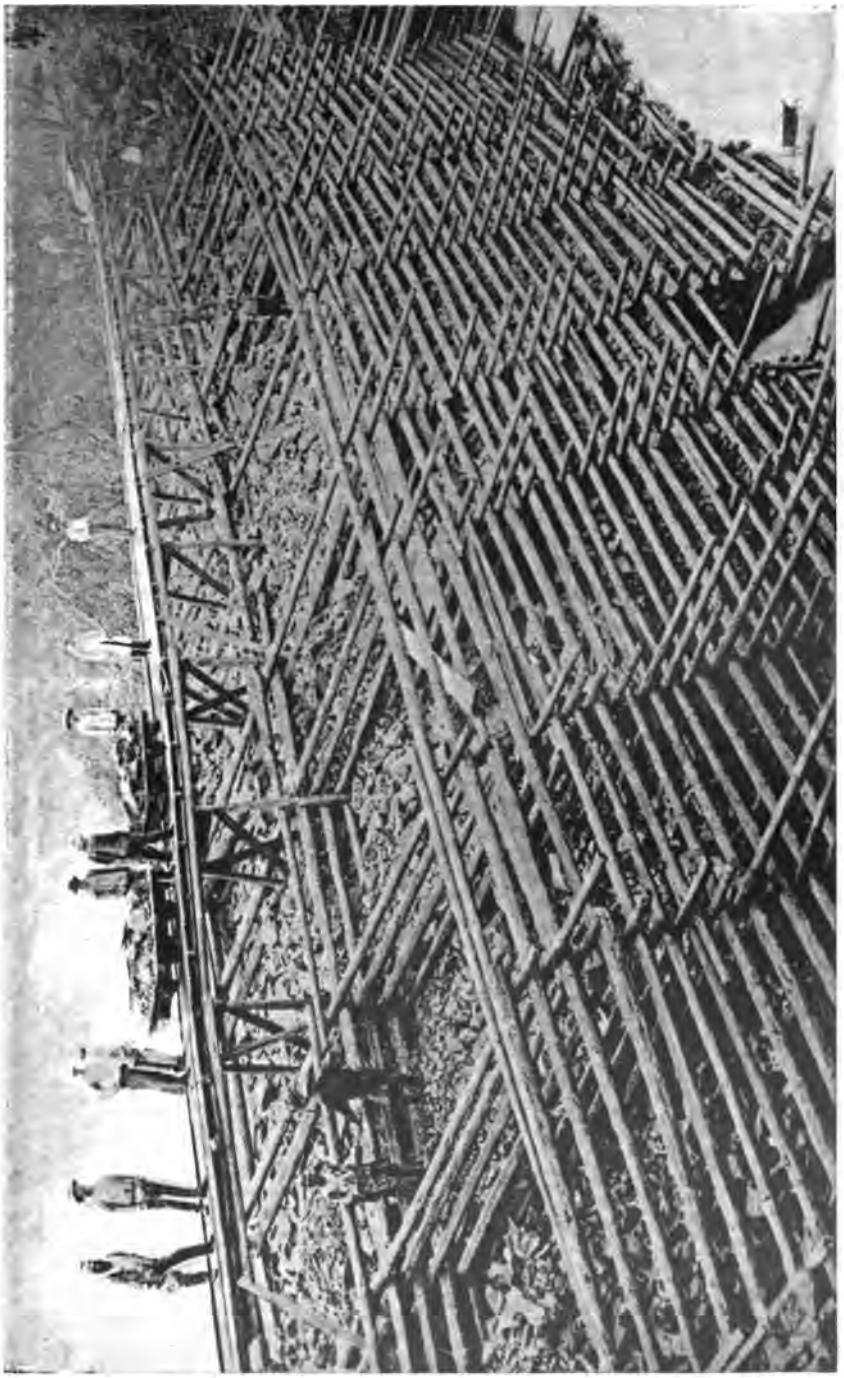


Fig. 127. — Construction du grand barrage de la Feather River.

Les matériaux employés pour sa construction varient avec les ressources de la localité ; quelquefois des blocs de granite, enchevêtrés sans mortier, forment la face antérieure de la masse, qui est revêtue de terre pilonnée ; la surface en contact avec l'eau est recouverte de planches clouées sur des poutres horizontales, avec joints calfatés. D'autres fois les barrages sont entièrement en bois, rocailles et terre, et formés par des cadres de bois rondins, superposés horizontalement, les pièces transversales des cadres étant simplement posées sur les pièces horizontales et fixées par des broches en fer, de telle sorte qu'à l'extérieur on voit une série de troncs d'arbres horizontaux, tandis que, dans l'intervalle de deux rangées, apparaissent les bouts des pièces transversales (*fig.* 68 et 127)

Le barrage est toujours traversé par une prise d'eau, située un peu au-dessus du fond et construite en gros galets, avec murs latéraux et couverture de dalles de granite. L'admission de l'eau dans ce canal a lieu au moyen de tuyaux de fonte débouchant à l'intérieur du barrage, et elle est réglée au moyen de valves.

Les barrages ainsi établis présentent assez de solidité pour résister à des crues souvent assez considérables pour faire parfois passer jusqu'à 500 mètres cubes d'eau par seconde par dessus la crête du barrage.

Pour faire comprendre l'importance que peuvent atteindre ces barrages, je vais résumer dans le tableau suivant, d'après Fuchs et Cumenge, les dimensions et les prix de revient des principaux réservoirs californiens.

DIMENSIONS ET PRIX DE REVIENT DES PRINCIPAUX RÉSERVOIRS CALIFORNIENS

PROPRIÉTAIRES	CAPACITÉ TOTALE en mètres cubes	SUPERFICIE de la NAPPE D'EAU en hectares	HAUTEUR maximum DES DIGUES en mètres	LONGUEUR maximum DES DIGUES en mètres	COUT TOTAL en francs
	Mètres cubes	Hectares	Mètres	Mètres	Francs
North Bloomfield C° ..	29.505.000	27,69	30,48	129,20	1.233.535
Eureka Lake C°.....	20.267.880	21,44	20,73	76,00	215.000
Milton C°.....	18.265.000	16,36	33,82	100,82	775.000
South Yuba C°.....	34.772.457	59,06	22,80	197,60	—
Blue Tent C°.....	8.430.000	—	—	—	—
California C°.....	16.860.000	—	—	—	—
Eldorado.....	30.067.000	—	—	—	853.350
Divers.....	19.670.000	—	—	—	—
Spring Valley.....	—	—	57,15	389,12	—
Tuolumne.....	—	—	18,24	91,20	2.000.000

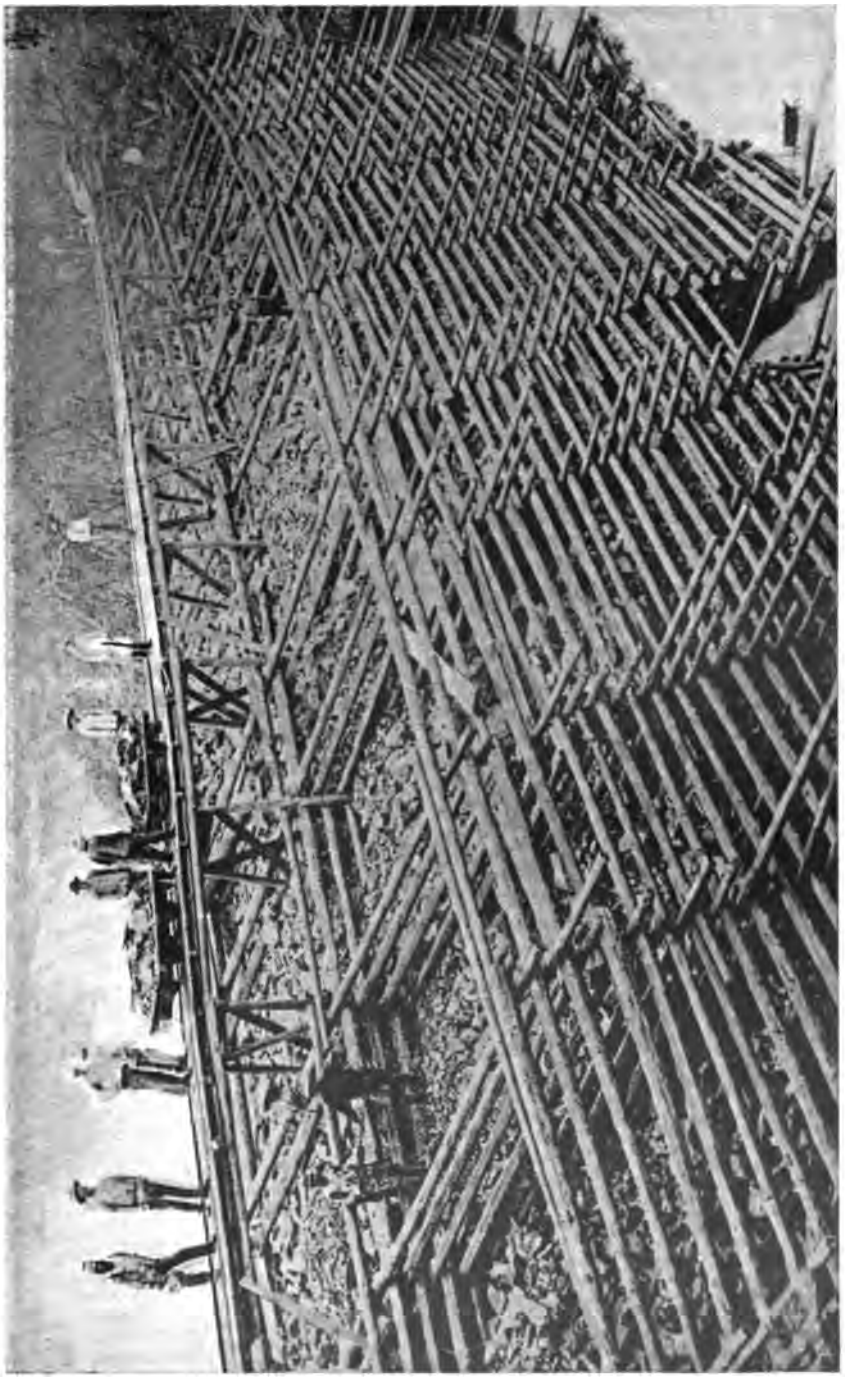


Fig. 127. — Construction du grand barrage de la Feather River.

La figure 127 ci-contre, reproduisant une vue photographique du *barrage sur la Feather River*, *Californie*, à l'époque de sa création, donne une idée de l'ampleur de ces travaux et du mode de construction adopté. Ces barrages en pierres sèches, finissent par devenir étanches par colmatage.

Conduite des eaux. — Pour conduire l'eau des réservoirs aux mines, on fait usage en Californie, de fossés ou canaux (*ditches*) qui s'étendent souvent sur une longueur considérable. Les canaux suivent, en général, le flanc des vallées avec une pente régulière, la pente la plus convenable étant celle de 10 *pieds* par *mille* (environ $0^m,002$ par mètre). Cette pente produit un écoulement rapide sans dégradation des berges, et elle a, en outre, l'avantage de débarrasser le canal de la glace ou des feuilles mortes qui pourraient l'obstruer, suivant les saisons. Dans quelques cas exceptionnels, la pente a été fixée de 15 à 20 *pieds* par *mille* ($0^m,003$ et $0^m,004$ par mètre).

La largeur des canaux varie de 2 à 3 mètres au plan d'eau et de 1 à 2 mètres à la partie inférieure; leur profondeur varie de $0^m,75$ à $1^m,50$. Afin de diminuer la surface d'évaporation pendant l'été, il est préférable de faire un fossé étroit et profond, cette condition étant d'ailleurs subordonnée à la facilité d'attaque du sous-sol et à son imperméabilité.

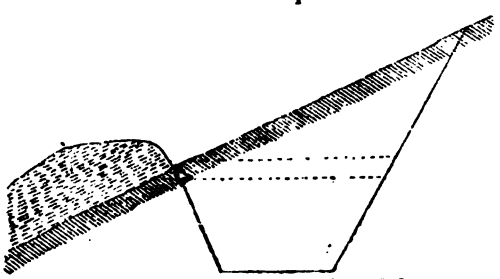


Fig. 128. — Canal en terrain solide.

Pour l'établissement de *ditches* à flanc de coteau, trois cas peuvent se présenter suivant la nature du terrain. Le cas le plus favorable est celui où la résistance et l'imperméabilité du terrain sont telles qu'il suffit de creuser l'excavation au-dessous du terrain meuble de la surface, en rejetant simplement les déblais du côté de la vallée (*fig.* 128).

Lorsque la consistance du terrain est insuffisante, on remplace la berge naturelle inférieure par une double maçonnerie en pierre sèche, avec remplissage de terre pilonnée (*fig.* 129).

Enfin, si la roche devait, par sa dureté, exiger l'emploi de la poudre, on substitue d'ordinaire au *ditch* un canal en bois (*flume*), porté par des chevalets; ce dernier genre de construction est représenté par les croquis ci-après (*fig.* 130).

C'est aussi au moyen de *flumes* en bois que l'on a d'abord franchi les vallées. Les vallées élevées, encore inexploitées et couvertes de forêts d'où partent les canaux, fournissent, généralement en abondance, les bois nécessaires à ces ouvrages. Les bois sont débités sur place par des scieries (*saw-mills*), annexes préalables de tous les établissements industriels aux États-Unis. Le canal lui-même offre un mode économique de transport, par flottage, des matériaux de construction.

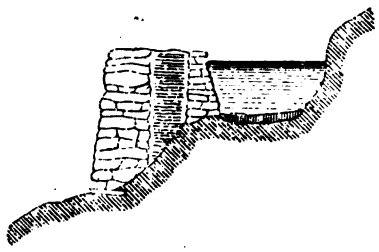


Fig. 129. — Canal en terrain poreux.

Les *flumes* ont une pente supérieure à celle des *ditches;* elle est, en moyenne, de 30 à 35 *pieds* par *mille* (0m,006 à 0m,007 par mètre). On les contruit généralement en planches de 0m,04 à 0m,06, maintenues par des cadres formés de poutrelles de 0m,10 sur 0m,10 et distants de 0m,75 à 1m,25 (Voir figures 133 et 134).

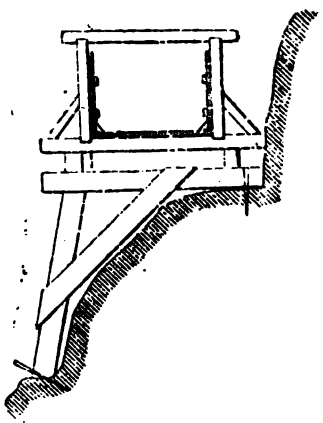


Fig. 130. — Canal en terrain rocheux.

Les *flumes* sont supportés par des estacades souvent fort élevées, que des haubans, formé de simples fils de fer, maintiennent quelquefois des deux côtés contre l'action du vent. Ces aqueducs sont parfois des merveilles de hardiesse; une particularité à signaler dans leur construction, c'est leur tracé généralement sinueux, qui leur permet de résister aux coups de vent malgré la légèreté des matériaux employés (*fig.* 131).

D'autres fois, quand il s'agit de longer ou même de franchir des vallées (*cañons*), dont les parois sont formées de rochers à pic, les *flumes* sont suspendues à ces rochers par des tiges et des crampons métalliques et dessinent, sur leurs parois abruptes, de hardies courbes de niveau. Ce n'est pas un des moindres sujets d'étonne-

Fig. 131. — Le Magenta Flume, Nevada.

Fig. 132. — Le Bracket Flume (Californie).

ment pour l'ingénieur européen qui visite les États-Unis que la vue de ces constructions dont peut donner une idée la photogravure ci-contre (*fig.* 132) du *Bracket Flume* de la *Miocene Mining Company*, *Butte County*, *Californie*.

L'emploi de tuyaux en tôle paraît actuellement se généraliser; ils se substituent aux *flumes* en bois pour la traversée des vallées et sont, comme ces derniers, portés par des estacades; ils sont, d'ailleurs, toujours employés pour franchir les vallées profondes sous forme de siphons. Ces tuyaux en tôle sont emboîtés et rivés l'un à l'autre par bouts de 5 à 7 mètres, ou mieux juxtaposés et rivés séparément sur un collier intérieur; leur diamètre s'élève jusqu'à 1 mètre et au-delà. Enfin, sans entrer dans les détails relatifs à la construction de ces siphons, j'insisterai seulement sur l'obligation de les munir *d'appareils de sûreté*, tels que valves et soupapes à flotteur, destinées à prévenir l'écrasement des tubes dans le cas où il se produirait un vide ou un coup de bélier.

Pour donner une juste idée de l'importance des travaux de captation et d'amenée des eaux destinées aux exploitations hydrauliques, je citerai, d'après *J. Bowie*, quelques chiffres relatifs à la Californie qui se trouvent résumés dans les deux tableaux suivants, donnant :

1° Le prix de revient détaillé d'une portion du *Milton ditch;*

2° Les dimensions et les prix de revient des principaux canaux et conduites de la Californie.

PRIX DE REVIENT DU « MILTON DITCH »

(pour une longueur du canal de 22km,687 dont 8km,528 de conduites)

			Francs	Francs
Creusement du canal.	Main-d'œuvre		348.325 »	401.575 »
	Explosifs		20.492 »	
	Outils et divers matériaux		32.758 »	
Fondation des conduites.	Main-d'œuvre		75.067 »	94.599 »
	Explosifs		14.334 »	
	Outils et matériaux divers		5.198 »	
Construction des conduites.	Bois		160.076 »	297.633 »
	Transport de ces bois		14.757 »	
	Construction des *boxes*	Main-d'œuvre. 107.005 »	122.800 »	
		Outils..... 500 »		
		Matériaux div. 15.295 »		
Frais généraux	Frais de direction proprement dite		23.053 »	58.559 »
	Routes (6 milles, ou 9km,654)		7.000 »	
	Divers (transport des ouvriers et matériaux, bureaux, etc.)		28.506 »	
Indemnités (Pour dommages causés aux voisins, etc.)			8.179 »	8.179 »
		Totaux		860.545 »

Report des totaux.....	860.545 »
A DÉDUIRE : Matériel remboursé par la *Milton C°*.....	13.000 »
Coût total net.....	847.545 »

Coût du canal par mètre..... 16fr,90
Coût des conduites par mètre..... 45fr,24

DIMENSIONS ET PRIX DE REVIENT DES PRINCIPAUX CANAUX ET CONDUITES DE LA CALIFORNIE

COMPAGNIES PROPRIÉTAIRES	LONGUEUR en KILOM.	CAPACITÉ PAR MINUTE en pouces de mineur	CAPACITÉ PAR MINUTE en mèt. cub.	VALEUR du pouce de MINEUR par minute en pieds cubes	VALEUR du pouce de MINEUR par minute en litres	PENTE PAR MÈTRE en millimètres	COUT TOTAL en francs	COUT par KILOM. en francs
	km.	p.	m3	P3	l	mm. mm.	fr.	fr.
North Bloomfield C°.....	88,495	3.200	137,6	1,54	43,12	2,26[1] à 3,02[1]	2.333.535	26.367
Milton C°.....	135,156	3.000	129,0[2]	1,54	43,12	3,02 à 6,04	2 314.990	17.129
Eureka Lake Main Ditch...	86,886	2.500	107,5[3]	1,54	43,12	—	2.151.250	24.761
— Miner's Ditch.	40,225	700	30,1	1,54	43,12	1,79	900.000	22.377
San Juan.....	72,405	2.300	98,9	1,54	43,12	1,69 à 3,02	1.464.960	20.234
South Yuba Canal	197,907	23.700	1019,1	1,54	43,12	1,51 à 3,20	5.500.000	27,798
Blue Tent C°.....	52,292	1.800	77,4	1,54	43,12	1,88	1 270.000	24.287
Excelsior C°.....	101,307	10.900	250,0	1,54	49,84	—	6.000.000	59.230
Hendrick's C°.....	74,818	—	—	1,54	43,12	1,20 à 2,40	680.750	9.139
Spring Valley C°.....	83,668[4]	2.000	86,0	1,54	43,12	1,79	2.500.000	29.882
La Grange.....	32.180	2.400	100,3	1,54	41,72	1,31 à 1,51	2.250.000	69.919
Tuolumne C°	201,125	3.600	154,8	1,54	43,12	2,06 à 6,04	—	—
El Dorado C°	84,472	—	—	—	—	0,75	2.676.820[5]	31.689
California W. and M. C° ..	402,250	—	—	—	—	1,13 à 3,02	3.000.000	7.458
Amador Canal C°	194,689	—	—	1,38	38,64	1,51 à 3,02	4.500.000	23.108
Park Canal.....	466,610	—	—	—	—	plus de 3,02	10.000.000	21.431

1. La pente de 2mm,26 par mètre n'existe que sur une longueur de 1.216 mètres. Le reste du canal a une pente de 3mm,02 par mètre.

2. Sur 129 mètres cubes d'eau entrés dans un canal de Bloomfield C°, il en a été mesuré 103m3,200 à la jauge située 64km,360 plus loin (soit une perte de 20 0/0 d'eau).

3. Sur 107m3,5 d'eau entrés dans un canal de Milton C°, il en a été constaté 86 mètres cubes à la jauge située 47km,465 plus loin (soit une perte de 20 0/0 d'eau). — Sur 107m3,5 d'eau entrés dans un canal d'Eureka Lake C°, il en a été constaté 77m3,400 à la jauge située 53km,097 plus loin (soit une perte de 28 0/0 d'eau).

4. Y compris les canaux de Glen Beatson et Oregon Gulch.

5. Les *droits d'eau* y sont de 1.282.970 francs.

Construction du flume de la Compagnie Melones. — Lorsque la Compagnie minière « Melones » a étudié la construction d'une usine de force hydraulique dérivée de la rivière Stanislaüs, à *Melones* (Calaveras County), il a fallu prévoir la construction d'un grand flume débitant 4.000 « pouces » de mineur.

Le Miners'inch varie un peu dans les divers districts. Une bonne

approximation consiste à l'évaluer entre 2.200 et 2.300 pieds cubes par vingt-quatre heures, soit, en mesures métriques à 62 mètres cubes, par vingt-quatre heures ou $\frac{62.000}{86.400} = 0^{\text{lit}},7$ *par seconde.*

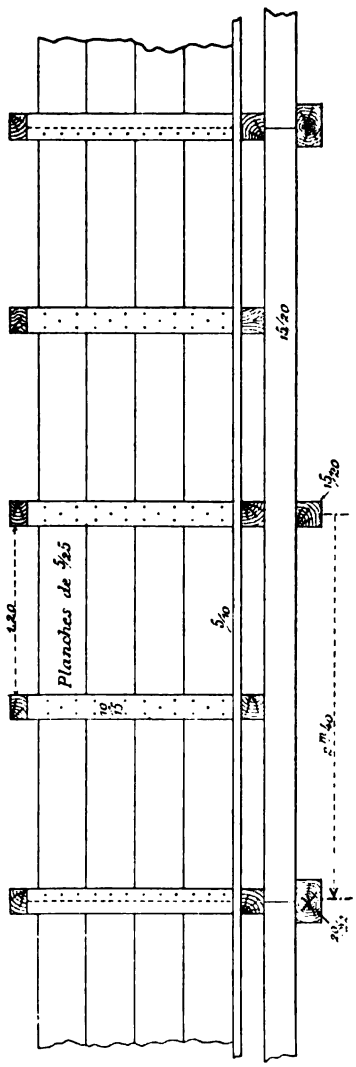


Fig. 133. Vue latérale du flume de la Cie Melones.

Il est intéressant de se rendre compte du coût de cette construction, ainsi que des détails de ce travail, qui peuvent être pris pour base dans des travaux similaires.

Dimension du flume. — Le flume a 8 pieds (2m,40) de largeur intérieure utile et 4 pieds (1m,20) de profondeur.

Les supports sont placés à 16 pieds d'axe en axe (4m,80). Leur équarrissage est de 8″ × 8″ (20 × 20); le support central, en chandelle verticale, a 6″ × 6″ ou 6″ × 8″ (15/15 ou 15/20); les chapeaux de support ont 6″ × 8″ ou 6″ × 10″ et 9 pieds de long (15/20 ou 20/22 et 2m,70).

Chaque support est surmonté d'un cadre sur lequel sont clouées les planches du flume. Un cadre supplémentaire est établi entre deux supports consécutifs.

Tous ces cadres reposent sur 3 longrines posées sur les supports ayant 6″ × 8″ (15/20) d'équarrissage et 16 pieds (4m,80) de longueur.

La vue latérale ci-contre (*fig.* 133) indique clairement cette construction.

Les supports intermédiaires placés entre les principaux appuis sont d'échantillon plus faible.

On les construit en bois de 15/15 pour les montants latéraux; même équarrissage pour la chandelle. Chapeau : en 15/15, longueur 2m,70.

Longrines. — Les longrines ont $4^m,80$ de long, appuyées à leurs deux extrémités sur les supports principaux. Distances d'axe en axe des 3 longrines $4' = 1^m,20$.

Tablier. — Sur les longrines, se pose le tablier qui est composé :

1° De traverses de 4 mètres de long et de 15/15 d'équarrissage. Cette longueur permet de placer deux contre-fiches empêchant le flume de faire ventre.

Il est bon aussi de clouer une contre-planche pour éviter les fuites par le pied.

Ces traverses sont posées à $1^m,20$ d'écartement, mesurées d'axe en axe ;

2° De montants verticaux de 15/15;

3° De planches jointives, calfatées, de 5″/10″ pour les fonds et de 6″ × 2″ pour les côtés. Après calfatage, on cloue des couvre-joints ayant 5″ × 8″ pouces.

Toutes ces planches ont une longueur uniforme de 16 pieds ($4^m,80$).

Le flume en question était formé de 654 longueurs de 16 pieds, soit en tout 10.462 pieds = $3.138^m,60$.

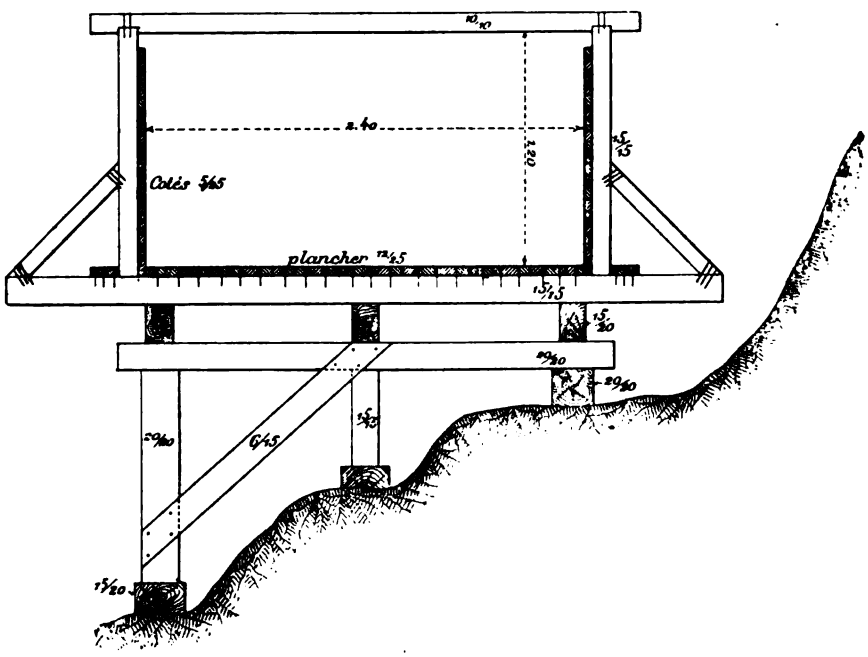


FIG. 134. — Flume de la Cie Melones.

Ce flume a été construit pour remplacer un flume établi à flanc de coteau, exécuté en 1901. Il est important de signaler qu'on eut à cette époque la malheureuse idée d'*entailler et d'aplanir le sol* à flanc de coteau pour y établir le flume, afin, pensait-on, de l'appuyer sur un sol solide. Ce travail de terrassement fut la cause de glissements, désastreux pour la construction.

Dans le nouveau flume, on ne fit aucune tentative d'aplanissement du sol, sauf à l'endroit où devaient reposer les piédroits. Des dessins donnés ci-dessous, on déduit facilement la méthode qui fut employée dans les passages abrupts. Sur les 654 longueurs ainsi construites 102 eurent en moyenne 14 pieds de hauteur. Le reste fut posé à flanc de coteau avec une hauteur moyenne de 5 pieds.

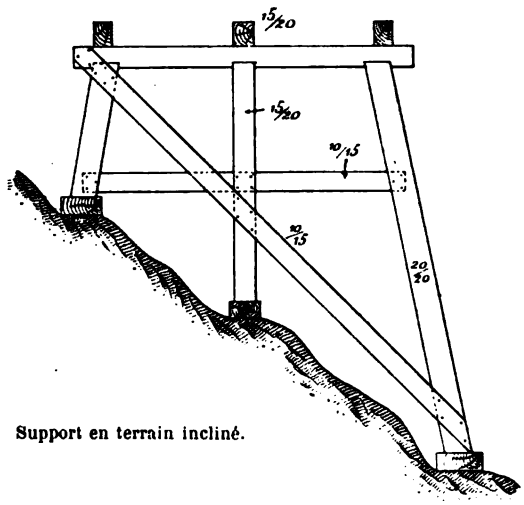
En général, on considère comme plus économique de commencer les flumes par leur tête et de les continuer vers l'aval, en flottant les bois dans le flume lui-même. Dans le travail en question, on décida d'opérer autrement, afin de gagner du temps.

Une idée originale, fut suggérée par le contremaître. On construisit un truc bas avec un écartement des roues suffisant pour lui permettre de rouler sur les longrines extérieures comme sur des rails. De cette façon on put rouler les bois et pousser activement la pose des supports. On posait immédiatement le plancher sur eux et on s'en servait comme d'un chemin pour apporter le bois avec un seul cheval. Les roues avaient 25 centimètres de large ; elles étaient sciées dans un tronc d'arbres et ferrées en fer plat de 12 × 1 1/2 centimètres.

On avait pensé que les planches latérales du flume seraient suffisamment épaisses avec 1 pouce 1/2 (35 mill.) : c'est trop faible : Il a fallu des 2 pouces (5 centimètres). Les planches de 35 mill. font ventre entre les cadres.

Si on désire construire un grand flume de ce genre, il est avantageux de passer un contrat avec une scierie pour avoir tout le bois coupé et équarri aux longueurs exactes, sauf pour les planches de fond (à cause des coudes) et d'avoir les longrines coupées aussi de longueur avec les chapeaux déjà mortaisés. Cela paraît, à première vue, une dépense supplémentaire ; en réalité, c'est une économie notable sur le coût de bois scié sur place par la scierie de la mine.

Cette construction peut ne pas être conforme aux idées courantes; mais elle a reçu à présent le baptême de la pratique d'une



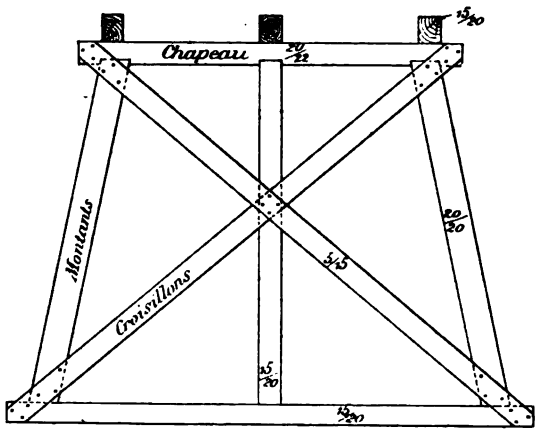


Fig. 135. — Détails des supports (Cie Melones)

année. Elle est durable et solide. On est redevable de la rapidité et de l'économie de cette installation à M. l'ingénieur A.-M. Reynolds.

COUT TOTAL DU FLUME

	LONGUEUR en PIEDS	MAIN-D'ŒUVRE et FOURNITURES	MATÉRIAUX	TOTAL	
				GÉNÉRAL	PAR PIED
	Pieds				
De la vieille à la nouvelle digue.....	6.080	$5.775	$11.039	16.814	$2.765
Des grands arbres à l'entrée.....	1.411	1.867	3.293	5.160	3.650
De l'entrée au tunnel.	2.971	1.704	4.913	6.617	2.221
TOTAUX.....	10.462	9.316	19.245	28.591	$2.733

Soit 46 *fr.* 50 *le mètre courant*

Mesurage et vente de l'eau. — Le *pouce de mineur* (*miner's inch*), qui est exclusivement employé en Californie pour la mesure du débit des canaux et des cours d'eau, est une jauge dont la valeur pratique n'est pas entièrement constante. Théoriquement, elle est *le résultat de l'écoulement de l'eau à travers un orifice de* 1 *pouce carré, sous une charge d'eau de* 7 *pouces au-dessus du centre de l'orifice.*

En calculant la vitesse d'écoulement d'après la formule théorique

$$v = \sqrt{2gh},$$

en combinant cette formule avec les données précédentes et en prenant une valeur de 32,17 pieds pour g à la latitude de 45 degrés, on obtient par seconde un écoulement théorique de 0,0427 pieds cubes.

On évalue généralement cette dépense par minute; dans ces conditions, la valeur théorique du pouce de mineur, à la latitude de 45° et au niveau de l'Océan, est de 2,562 pieds cubes, ou 71^{lit},73.

Pour obtenir cette valeur pour une latitude l et une altitude H, il suffit de combiner les deux formules suivantes :

$$g' = g(1 - 0{,}002588 \cos 2l)$$
$$g'' = g'\left(1 + \frac{2H}{R}\right).$$

ce qui revient à écrire comme suit la formule de la vitesse d'écoulement :

$$v = \sqrt{2gh(1 - 0{,}002588 \cos 2l)\left(1 + \frac{2H}{R}\right)}.$$

Dans la pratique, l'écoulement se fait à travers une paroi d'épaisseur variable, mais toujours différente de l'orifice en mince paroi admis par la théorie.

Le chiffre précédent doit donc subir un coefficient de réduction qui varie avec l'épaisseur de la paroi et les dimensions de l'orifice. La contraction de la veine reste, en effet, sensiblement constante lorsque la largeur de l'orifice augmente, de telle sorte que le coefficient de réduction diminue à mesure que cette largeur va en croissant.

Des expériences très minutieuses ont été faites à *Colombia-Hill*, à la latitude de 39° et à une élévation de 870 mètres au-dessus de la mer. Le module était une fente rectangulaire de 50 pouces de large et de 2 pouces de hauteur, avec une charge de 7 pouces au-dessus du centre de l'ouverture; la paroi était une planche en bois de 3 pouces d'épaisseur, réduite à 2 pouces par un chanfrein le long de l'arête extérieure du bord inférieur de l'ouverture.

Dans ces conditions, le débit pratique a été trouvé par seconde de 0,026 pied cube, soit, par minute, de 1,57 pied cube, ou de 44 litres. Ces chiffres correspondent à un rendement pratique de 61,6 0/0.

D'autres expériences ont été faites à *Smartsville*, avec un orifice ayant 50 pouces de large, 4 pouces de haut, et une charge de 7 pouces d'eau sur le bord supérieur de l'ouverture, soit de 9 pouces sur le centre de l'orifice, la paroi ayant une épaisseur de 1 pouce.

Dans ces conditions, on a trouvé pour la valeur du pouce de mineur 1,76 pied cube.

Nous mentionnerons également les essais faits à *La Grange* (*Stanislaus County*) par 37° 41′ de latitude, à une élévation de 68 mètres au-dessus de la mer, en employant un orifice de 12 pouces de hauteur et de 12 pouces 3/4 de largeur à travers une planche de 1 pouce 1/2 d'épaisseur et sous une charge de 6 pouces au-dessus de l'ouverture.

La valeur du pouce de mineur par minute a été trouvée de

1,4994 pied cube, soit 41^{lit},72, correspondant à un rendement de 59,05 0/0.

Enfin nous citerons le pouce de mineur adopté par la *Park Canal and Mining C°*, qui est de 1,36 pied cube (39^{lit},17), celui des mines de *North Bloomfield* et *Milton*, qui est de 1,54 pied cube (33^{lit},42), et celui de *Amador C°*, qui est de 1,38 pied cube, soit 38^{lit},64 par minute.

Nous avons eu soin d'indiquer, dans le tableau relatif au débit des canaux, la valeur admise par chacune des différentes compagnies pour la livraison de l'eau aux exploitants.

On comprend, d'ailleurs, tout l'intérêt que présente le mesurage de l'eau dans les districts miniers, puisque, le plus souvent, l'eau est fournie aux mines par des compagnies spéciales (*Water Companies*) ou par des compagnies mixtes (*Water and Mining Companies*). *Le pouce de mineur* se paye généralement de 10 à 20 *cents* (0 fr. 50 à 1 fr.) par journée de dix à douze heures. Ces prix sont rémunérateurs, malgré les fortes dépenses du premier établissement dont nous avons donné des exemples, et l'on a même vu des compagnies minières abandonner l'exploitation de leurs propres gisements, parce qu'elles trouvaient plus avantageux de vendre leur eau à d'autres exploitants.

Distribution de l'eau sur les travaux. — Boîte de tête (*head-box*) **et distributeur.** — Quels que soient les moyens employés pour recueillir et amener les eaux sur les travaux, il est nécessaire d'avoir, en dernier lieu, une pression considérable; aussi voit-on quelquefois déboucher les canaux d'amenée à la hauteur de plus de 100 mètres au-dessus du point d'attaque. Pour utiliser la pression déterminée par une pareille chute, le dernier tronçon du parcours est toujours un tuyau fortement incliné, construit le plus ordinairement en tôle et dont le diamètre est variable suivant le débit. Avant d'entrer dans ce tuyau et à la sortie des conduites d'amenée à ciel ouvert, l'eau se déverse d'abord dans une boîte carrée en bois (*head-box*), très solidement construite; cette boîte est pourvue d'une grille destinée à arrêter les matières flottantes et d'un déversoir par lequel s'échappe l'eau en excès. Du niveau du déversoir au point inférieur où s'embranche le tuyau, doit exister une hauteur d'eau de 1^{m},50 à 2 mètres pour éviter l'entraînement de

l'air. Le tuyau se termine, à sa partie inférieure, par une boîte carrée en fonte, munie de valves, que l'on nomme le *distributeur* et dans lequel viennent s'emmancher les tuyaux de distribution de l'eau sur le chantier ; ces tuyaux eux-mêmes se terminent par des *ajutages*.

La conduite qui part de la boîte de tête peut avoir jusqu'à un mètre de diamètre; pour un débit de 1.500 à 2.000 pouces de mineur, on lui donne généralement $0^m,56$ de diamètre, et $0^m,76$ pour un débit de 3.000 pouces

La conduite descend en ligne droite, si cela est possible ; mais,

FIG. 136. — Little Giant en action.

lorsque le relief du terrain exige une contre-pente, on doit placer, au point où la pente change, des *soupapes à flotteur* laissant rentrer l'air, pour éviter la compression du tuyau si le vide se produisait. Dans ce cas, en effet, les tôles, relativement très minces, s'écraseraient facilement, bien qu'elles résistent à des pressions intérieures considérables.

Pour un diamètre de $0^m,56$ et une pression de 45 mètres d'eau, on fait usage de la tôle n° 16, dont l'épaisseur n'est que de $0^m,0015$; pour un diamètre de 1 mètre et une pression de 50 mètres, l'épaisseur va jusqu'à $0^m,006$. Les segments sont emboîtés et rivés ou simplement reliés au moyen de fils de fer, passant dans des crochets, lorsque les tuyaux doivent être fréquemment déplacés.

La conduite repose généralement à terre sur des semelles; elle est quelquefois portée par des chevalets et même parfois enterrée. La disposition adoptée dépend du profil du terrain.

Ajutages. — Les ajutages qui terminent les tuyaux de distribution sont des tuyaux en bronze ou en fonte, légèrement coniques, dont le diamètre d'ouverture peut atteindre $0^m,18$ et même $0^m,25$. Un joint mobile est interposé entre le tuyau d'alimentation et l'ajutage, de manière à permettre de changer la direction du jet. Plusieurs dispositifs ont été successivement adoptés et sont figurés

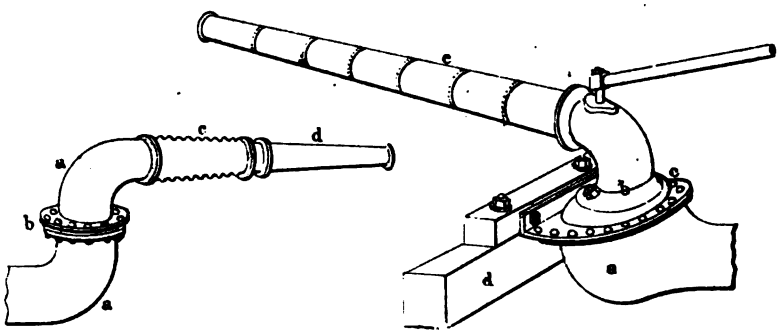


Fig. 137. — Le col d'oie. Fig. 138. — Le Craig Globe monitor.

ci-après; voici la description sommaire de ces ajutages dans l'ordre de leur invention.

1° Le *Col d'Oie* (*goose-neck*) (*fig.* 137) est formé par le redressement vertical du tuyau d'amenée *a*, auquel est relié un bout de tuyau coudé en arc de cercle par un joint horizontal *b*, permettant de faire décrire un arc de grande ouverture au coude supérieur et, par suite, à l'ajutage *d*, qui lui est attaché au moyen d'une courte manche en toile *c*; cette manche laisse, en outre, une certaine facilité de déplacement dans le sens vertical.

Cet appareil a été abandonné à cause des inconvénients qu'il présente et dont les principaux sont : la diminution de la force du jet par suite des coudes trop brusques, et la difficulté de faire jouer le joint horizontal.

2° Le *Craig globe Monitor* (*fig.* 138) est une sphère creuse à deux ouvertures; l'une d'elles reçoit le tuyau d'amenée et dans l'autre se meut une calotte sphérique, d'où part l'ajutage qui doit être

recourbé à sa base de manière à être horizontal dans sa position moyenne.

Cette calotte *b* est tournée de façon à s'ajuster exactement dans l'intérieur de la partie sphérique d'un collier *c*, également boulonné sur la sphère *a*, avec une garniture du cuir pour rendre le joint étanche. L'ajutage est ainsi mobile à volonté dans toutes les directions horizontales, et, dans le sens vertical, jusqu'à une inclinaison de 40°. L'appareil est solidement boulonné sur un sommier de bois *d*. Le système de jonction, qui a environ 3 mètres de long, est formé d'un tube en tôle, à l'extrémité duquel est vissé l'ajutage proprement dit, celui-ci étant un tuyau en fonte dont le dia-

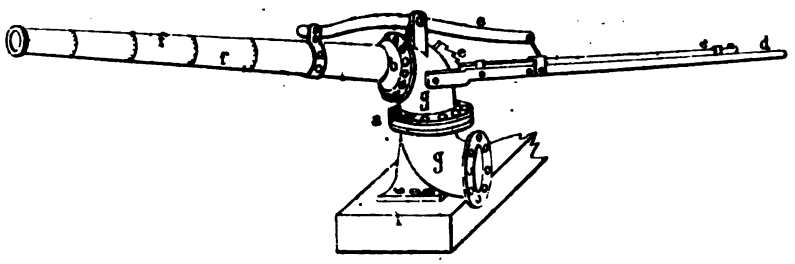


Fig. 139. — Knuckle joint de Fischer.

mètre intérieur est de 0m,15 à 0m,20. Une fois que la direction à donner au jet est déterminée, l'ajutage est supporté et maintenu en place par un dispositif quelconque; toutefois, lorsque la pression atteint ou dépasse 50 mètres d'eau, il n'y a pas besoin de le caler en dessous.

3° Le *joint articulé* ou *knuckle-joint* de Fischer (*fig.* 139) consiste en deux coudes, placés sous forme d'S et disposés de manière à tourner horizontalement au moyen d'un joint annulaire, *a*, muni de rouleaux de friction. Ces rouleaux sont placés entre la face supérieure de la bride du coude mobile et un collier fixé lui-même par un anneau au coude inférieur; les joints sont rendus étanches par des garnitures en caoutchouc. Le déplacement vertical de l'ajutage est obtenu au moyen d'un emboîtement sphérique *b*, analogue à celui de l'appareil précédent.

Le déplacement dans toutes les directions peut alors être facilement obtenu ; il suffit de faire mouvoir, pour cela, l'ajutage par une série de leviers *c* et *d*, dont le bras principal a une longueur

de 3 à 4 mètres et est maintenu en place par une crémaillère *e*.

Les coudes et le joint sphérique sont en fonte ayant 15 à 20 millimètres d'épaisseur ; le corps de l'ajutage, dont la longueur atteint $2^m,40$, est en tôle, et son orifice est en fonte. Cet ajutage travaille dans de bonnes conditions à une portée de 60 mètres et, grâce à la pression de l'eau, il se maintient de lui-même en position.

4° Le dernier appareil et le plus employé est le *Little-giant*, inventé par *Haskins* (*fig.* 136 et 140). Il est très simple, facile à réparer, ne présente pas de coude brusque et a la réputation de débiter la plus grande quantité d'eau avec le minimum de résistance. Horizontalement, il peut faire une révolution complète autour d'un

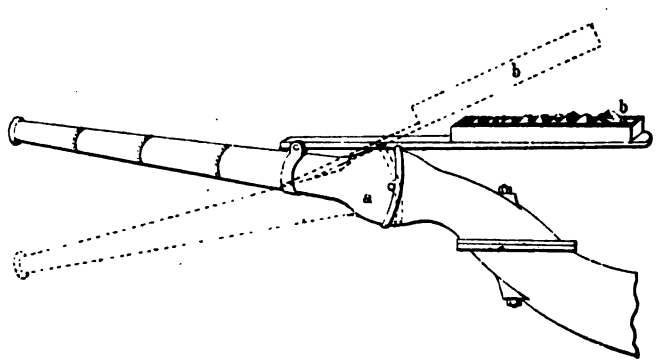


Fig. 130. — Little Giant.

axe vertical qui maintient les deux coudes en contact ; l'ajutage se meut verticalement au moyen du joint sphérique *a*, et il est maintenu en position au moyen d'un contrepoids *b*. Dans l'intérieur de l'ajutage sont placées trois directrices en tôle, destinées à empêcher le mouvement giratoire que l'eau a une tendance à prendre et qui a pour effet de disperser le jet en lui faisant perdre une partie de son effet utile. Un appareil de ce genre, avec un ajutage de $0^m,18$, a été employé sous une pression d'eau de 130 mètres.

Le débit de ces ajutages varie de 27 à 40 mètres cubes par seconde, suivant la pression et le diamètre ; la vitesse du jet atteint parfois 50 *mètres par seconde*.

Évacuation des débris et amalgamation de l'or. — Tunnels. — Sluices. — Ayant décrit les moyens employés pour amener l'eau sur les bancs de graviers qu'elle est appelée à détruire, nous allons

donner les dispositions généralement adoptées pour évacuer les débris, et pour recueillir la plus grande fraction possible du métal précieux, renfermé dans les graviers. Nous avons indiqué, en exposant les traits généraux de la méthode, après quelles études préliminaires et dans quelles conditions devait être effectuée la construction d'un tunnel d'évacuation ; c'est dans l'intérieur de ce tunnel que sont placés les *sluices*, et sa dimension dépend, en conséquence, de la capacité de ces *sluices*, qui sont eux-mêmes en relation avec la quantité des matières que l'on se propose de laver et la quantité d'eau dont on dispose.

Pour des *sluices* simples, ayant environ 2 mètres de section carrée et travaillant huit à neuf mois par an, on donne généralement au tunnel une section de $2^m,30$ de large sur $2^m,65$ de haut, ce qui, avec une pente de 4 pour 100, permet d'utiliser 2.000 à 2.500 *pouces de mineur*. Pour un débit de 3.000 à 3. 500 pouces, des tunnels plus larges et une double série de *sluices* sont préférables.

La pente du tunnel d'évacuation doit être considérable, aussi bien dans le but de mieux diviser les matières que dans celui de prévenir les engorgements ; mais, d'un autre côté, elle ne doit pas être exagérée, car, dans ce cas, l'usure des *sluices* serait trop rapide. Cette pente varie de 4 à 7 pour 100 et peut descendre à 3 1/2 pour 100, quand on traite des graviers très friables.

La longueur du tunnel varie suivant la topographie du terrain ; dans quelques cas favorables, elle peut être réduite à 50 mètres. mais elle s'élève, au contraire, dans d'autres cas, à plusieurs kilomètres, suivant la position des vallées dans lesquelles le tunnel doit trouver son issue. Dans le cas de longueurs exceptionnelles, on est quelquefois obligé, pour établir la ventilation, de percer des puits d'aérage, ou de faire usage de ventilateurs.

Lorsque le tunnel a été conduit aussi près que possible du centre du bassin à exploiter, on doit creuser un puits pour établir la relation, entre le tunnel et la masse exploitable ; les mesures doivent être prises pour éviter d'avoir à percer ce puits sur l'un des bords, près de la roche encaissante, ou en un point qui ferait courir le risque de rencontrer un terrain formé de sables mouvants ou pauvres. En effet, les dépenses et les difficultés sont à peu près les mêmes, quel que soit le point d'arrivée du tunnel, et, tandis qu'on assure une longue durée aux travaux, en attaquant le

gîte au centre du bassin, l'attaque près des bords réduit promptement le champ de l'exploitation.

On doit prendre de grandes précautions pour relier le tunnel au puits, qui est quelquefois creusé d'avance. Il est nécessaire de faire précéder le creusement proprement dit d'un trou de sonde, de façon à se rendre compte de la nature du terrain ; si celui-ci est solide, il n'y a pas à craindre de difficultés, mais s'il est mou, et à plus forte raison s'il est mouvant, on doit conduire les travaux avec le plus grand soin, il est même quelquefois avantageux d'abandonner l'établissement d'un puits dans un pareil terrain, pour le reporter en un point plus solide. Lorsque cela est possible, il est préférable de percer un trou vertical ; mais lorsque le terrain est ébouleux, il est quelquefois nécessaire de donner une certaine inclinaison à la partie inférieure ; enfin, lorsque le terrain est très mouillé, l'extrémité du puits incliné doit être fortement protégée, et des arrangements doivent être pris pour en assécher les parois. La durée et la solidité des puits doit d'ailleurs être assurée par un boisage solide.

Le tableau suivant donne une idée de l'ampleur de quelques-uns de ces ouvrages dans quelques mines hydrauliques de la Californie.

NOMS DES MINES	LONGUEUR du TUNNEL	PENTE MOYENNE du TUNNEL	COUT ATTRIBUÉ à la CONSTRUCTION
	m.	p. 100	fr.
North Bloomfield	2.700	4 1/2	2.500.000
American	1.300	6 1/2	700.000
French Corral	1.250	4 2/3	825.000
Bedrock	875	5 1/2	»
Farrel	750	3 1/2	»
Sweetland creek	750	4 2/3	450.000
Manzanita	580	4 1/6	300.000
Boston	525	7 1/2	200.000
English mine	475	7	»

Les sluices sont posés dans le tunnel et continués au-delà de sa sortie, dans la vallée inférieure, jusqu'au point où peut se faire la décharge des débris appauvris.

Lorsque l'on doit laver une grande quantité de graviers, on établit une double rangée de sluices reposant sur les mêmes sommiers, et

communiquant par des vannes, de façon à ce que l'on puisse à volonté, soit travailler à la fois dans les deux sections, soit diriger, dans l'une d'elles, la totalité du courant ; en outre, ces vannes permettent d'isoler certaines fractions du parcours, de façon à faciliter le nettoyage ou les réparations partielles.

Les sluices placés en dehors du tunnel varient de longueur suivant la nature du gravier ; l'expérience seule peut déterminer cette longueur, qui doit être augmentée jusqu'à ce que les essais démontrent que les débris sont suffisamment appauvris.

Les sluices sont rarement posés en ligne droite, parce qu'avec cette disposition la rapidité du courant entraînerait une trop grande quantité de gravier sans le désagréger. Aussi leur fait-on décrire une courbe de grand rayon et donne-t-on au bord extérieur une surélévation d'un demi-pouce à un pouce sur le bord intérieur, afin d'éviter les projections.

Les dimensions des sluices sont déterminées par la quantité de matières à traiter, et celle-ci dépend, à son tour, de l'eau dont on dispose. Un sluice de 2 mètres de largeur sur $0^m,50$ de profondeur environ, avec une pente de 4 à 5 0/0, peut débiter 3.500 pouces de mineur ; avec $1^m,25$ de largeur sur $0^m,75$ de hauteur et une pente de 2 1/2 0/0, le débit peut encore s'élever à 12 et même à 1.500 pouces. Enfin, ces mêmes dimensions et une pente de 4 0/0 permettent d'atteindre un débit de 2.000 pouces de mineur.

L'eau doit avoir dans les sluices une hauteur assez grande pour recouvrir les plus gros galets communément existants dans le gravier, de sorte que la quantité d'eau varie suivant que l'on a des graviers à éléments plus ou moins gros.

La quantité d'or recueillie est d'autant plus forte que l'on peut laver avec une pente plus faible et une proportion d'eau moins considérable. Si l'eau est *abondante* et à *bon marché*, on s'accorde à adopter une *pente faible* ; si, au contraire, l'eau est *rare* ou *coûteuse*, une *pente élevée* devient *indispensable*. En termes généraux, on peut dire que les graviers ordinaires exigent, dans les sluices, une pente de 4 0/0 et les gros graviers une pente de 6 à 7 0/0.

Lorsque les opérations du lavage sont suspendues, il est encore convenable de laisser couler un courant d'eau dans les sluices, afin de prévenir l'ouverture des joints et d'éviter, par suite, la perte de mercure et d'amalgame.

Érection des sluices. — Après avoir tracé la ligne et déterminé la pente des sluices à l'intérieur comme au dehors du tunnel, on place sur le sol ou sur des chevalets, à la distance requise par la dimension du sluice, des longrines de $0^m,15 \times 0^m,15$ au moins et de 5 mètres de long pour un sluice double. Des cadres, formés d'une traverse horizontale inférieure et de deux montants verticaux, avec jambes de force dans les angles, reposent sur ces longrines et forment l'ossature du sluice. Les pièces du cadre ont, en général, un équarrissage de $0^m,10$ à $0^m,15$. Ces cadres, espacés de $0^m,70$ à $1^m,20$, sont reliés, dans le fond et sur le côté, par des cours de planches de $0^m,03$ à $0^m,05$ d'épaisseur, et des lattes sont clouées à l'extérieur des joints pour fermer les interstices. Enfin le sluice reçoit un pavage qui en garnit le fond.

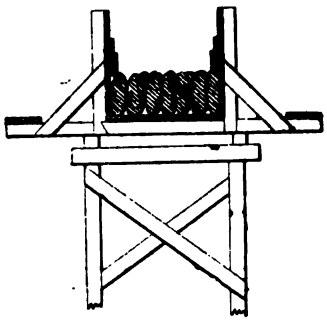


Fig. 141. — Pavage en pierres.

Les figures ci-dessous indiquent la construction et le pavage des sluices.

Le pavage est fait, soit en pierre, soit en bois. La figure 141 montre la coupe d'un sluice garni de pierres. Celles-ci doivent être plates ou ovoïdes et aussi dures que possible; elles sont placées avec une légère inclinaison en *sens inverse du courant*; l'épaisseur du revêtement est en général de $0^m,25$ à $0^m,35$. On ne doit pas employer de pierres pesant moins de 10 kilogrammes, car la force de l'eau pourrait les déplacer. Le garnissage est fait par sections de 2 mètres à $2^m,50$, encadrées par de solides planches transversales fixées aux parois. Cette précaution empêche la destruction qui s'opérerait de proche en proche, si quelques pierres venaient à se détacher, et elle facilite, en outre, les réparations. Les larges intervalles entre les pierres sont comblés par les débris du gravier lavé, tandis que les petits interstices du sommet remplissent l'office de riffles; un double cours de planches de $0^m,05$ est, en outre, cloué sur les parois du canal, au-dessus du pavage, de manière à prévenir l'usure rapide de ces parois et à maintenir en position les pierres serrées l'une contre l'autre en dessous de ce garnissage.

Un homme peut effectuer dans sa journée le garnissage d'environ huit boîtes de 4 mètres de longueur chacune. Un pareil

pavage peut résister à un travail de cent à cent cinquante jours.

Un autre mode de pavage (*fig.* 142) consiste à remplir le fond des sluices avec des blocs carrés en bois de pin, ayant 0m,30 à 0m,45 d'équarrissage et une hauteur de 0m,20 à 0m,25. Ils sont placés en rangées contiguës de deux à quatre blocs, de façon à remplir le fond du sluice, les rangées étant elles-mêmes séparées par des intervalles d'un pouce et demi (0m,0375) ; ces intervalles sont déterminés par des planches de pareille épaisseur et de 0m,15 de hauteur. Les planches sont fixées aux blocs par l'intermédiaire de clous sans tête qui les traversent en les dépassant ; on cloue la planche sur la rangée de blocs précédente et, sur les pointes qui ressortent, on chasse les blocs de la rangée suivante. Enfin on cloue, comme dans le pavage en pierre, sur les parois des *sluices-boxes*, un cours de planches destinées à prévenir l'usure de ces parois, et venant s'appuyer sur les planches transversales qui séparent les blocs, de manière à les maintenir en place.

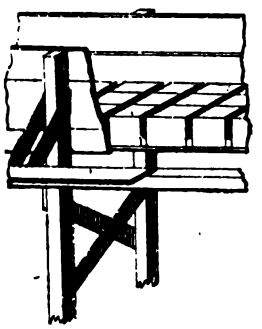


Fig. 142. — Pavage en bois.

Quoique les blocs soient *taillés en bois debout* et que l'on choisisse le bois le plus résistant que l'on puisse se procurer dans la contrée, l'usure est beaucoup plus rapide qu'avec le pavage en pierre ; aussi la durée d'une campagne n'excède-t-elle pas, en général, vingt à trente jours. Quelquefois la nature du gravier comporte l'usage de riffles posés longitudinalement, au lieu du dispositif de pavage en bois qui constitue, en quelque sorte, des riffles transversaux. De vieux rails, lorsqu'on peut s'en procurer économiquement, remplissent très bien ce but ; on peut aussi employer des longrines en bois recouvertes de bandes de fer.

Les divers modes de garnissage que nous venons de décrire donnent lieu aux remarques suivantes : le bois coûte plus cher et s'use plus rapidement ; mais on l'enlève et on le remet en place plus vite, et cette opération doit être effectuée de temps en temps pour recueillir l'amalgame. Aussi, lorsque le tunnel ne comporte qu'un seul cours de sluices, le bois est-il généralement adopté en vue de réduire autant que possible la durée de l'interruption du travail pendant le nettoyage.

Le garnissage en pierre, en dehors de la considération de son bon marché et de son usure plus lente, paraît offrir de sérieux avantages par sa tendance à retenir plus facilement l'or dans les interstices sinueux existant entre les pavés. Dans les parties à ciel ouvert, on emploie donc généralement le pavage en pierres. Toutefois, l'emploi des vieux rails paraît également donner de bons résultats et jouit, à cause de sa commodité, d'une faveur croissante.

Under-currents ou courants dérivés. — La rapidité du courant qui traverse les *sluices-boxes* provoquerait l'entraînement et la perte d'une forte proportion d'or; aussi doit-on ménager, sur le parcours des sluices, des *under-currents* ou courants dérivés.

Ces *under-currents*, ainsi que le montre la figure 143 peuvent être comparés à de petits étangs artificiels, peu profonds et variables dans leur forme; celle-ci pouvant être, soit rectangulaire, soit triangulaire, soit même irrégulière, et avoir une largeur de 3 à 12 mètres sur une longueur de 10 à 30 mètres. Le premier *under-current* est établi à la sortie du tunnel, à une distance de 20 à 30 mètres, suivant les exigences de la configuration du sol, et à l'endroit où l'on peut établir une aire de 50 à 150 mètres carrés de superficie, quelle que soit d'ailleurs sa forme.

L'*under-current* ayant pour objet de soumettre à un courant moins rapide les particules les plus fines du gravier et de provoquer ainsi le dépôt de l'or, on doit d'abord faciliter l'élimination des gros matériaux; dans ce but, le fond de l'une des boîtes du sluice est remplacé par une grille sur laquelle continue à couler une partie du courant entraînant les matières les moins divisées, tandis que le sable et l'eau, qui passent à travers la grille, sont conduits dans l'*under-current* par une boîte transversale assez inclinée. Les barres de la grille sont en acier de $0^m,025$ sur $0^m,025$, avec un vide de même dimension. Les eaux boueuses s'écoulent rapidement jusqu'à la tête de l'*under-current*, où elles s'étalent sur une large surface que l'on garnit de riffles de différentes sortes, dont l'effet est de rompre le courant et de favoriser le dépôt de l'or et des matières lourdes.

La pente de la table de l'*under-current* varie de 10 à 17 pouces par 12 pieds, soit environ de 0,7 à 1,20 0/0. Pour distribuer aussi uniformément que possible le courant boueux, des tasseaux sont

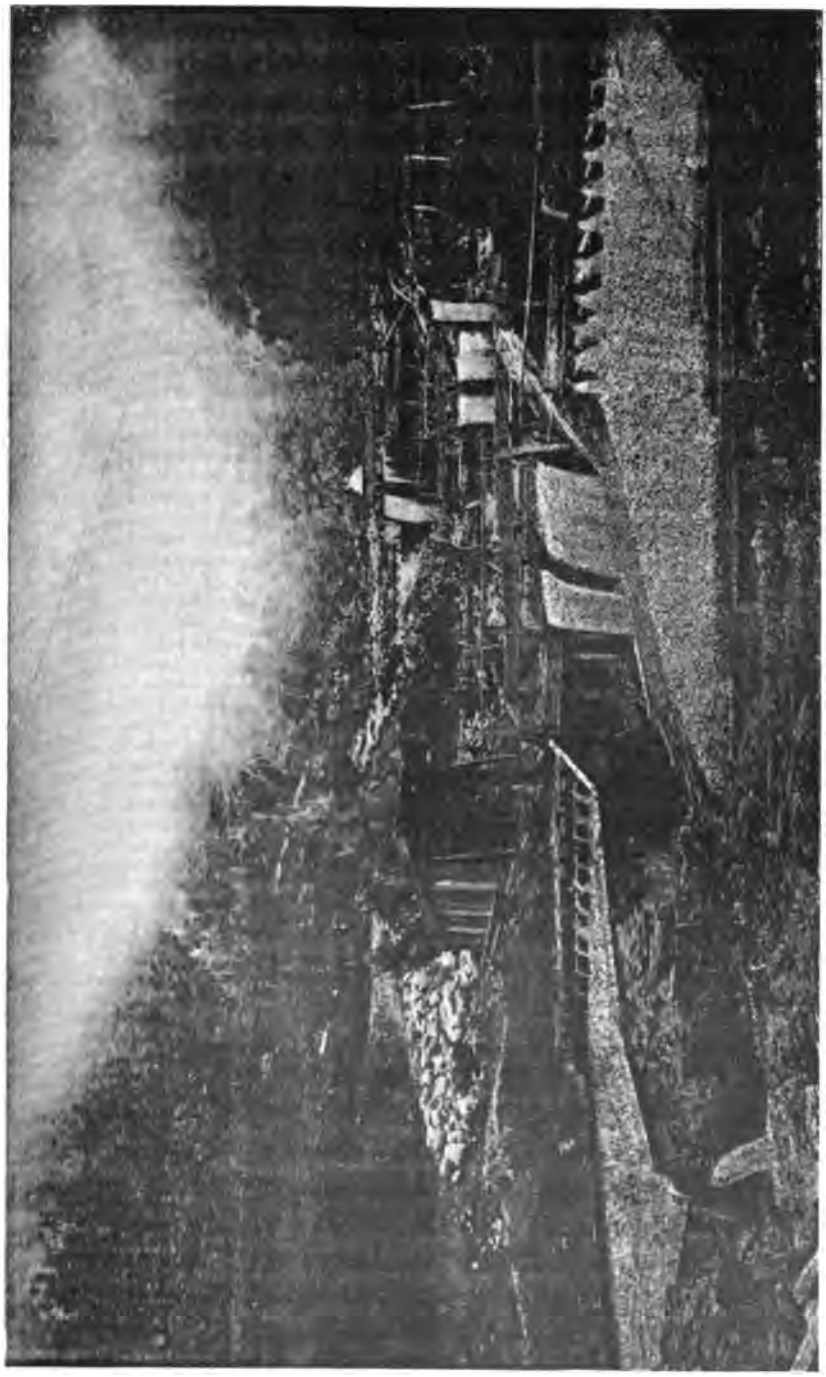


FIG. 143. — Under-currents étagés à Cherokee Flat (Comté de Butter).

placés à la tête de la table et sur toute sa largeur. Le courant dérivé et le courant du sluice latéral marchent ainsi parallèlement, quoique avec des vitesses différentes, et se réunissent dans un nouveau cours de sluice situé à un niveau inférieur. Sur toute la longueur de l'*under-current*, la largeur du sluice est naturellement réduite, puisqu'une partie seulement du courant primitif y continue son mouvement. Suivant la configuration ou la pente du terrain, l'*under-current* est établi d'un seul côté du sluice, ou des deux côtés à la fois (*fig.* 143).

Les riffles sont arrangés de façon à ce que le déplacement de quelques pièces rende possible l'enlèvement de tout ou partie du garnissage. L'or qui se dépose est retenu par le mercure que l'on a distribué sur la table.

La photogravure reproduite ci-dessus, se rapportant à l'une des grandes mines hydrauliques de la Californie, représente un cours de sluices avec ses *under-currents* et donne une idée du mode pratique de construction de ces dispositifs.

Drop-box. — La décharge du sluice et de l'*under-current* est ordinairement effectuée dans une boîte située à un niveau inférieur (*drop-box*), et cette chute est éminemment favorable à la désagrégation des matières ; le réservoir de décharge doit être construit en bois très solide, de manière à résister aux chocs et aux rudes frottements qu'elle doit supporter (*fig.* 144). Le fond de cette boîte est couvert par un pavage en pierres dures et se trouve à $1^m,25$ ou $1^m,50$ en contre-bas du sluice supérieur ; ce fond est situé un peu au-dessous du sluice de reprise, de façon à former un réceptacle pour les matières lourdes. La profondeur du réservoir est souvent réglée par la longueur de l'*under-current* qui se décharge, en général, directement sur un de ses côtés, mais elle dépend quelquefois aussi de la configuration du terrain. L'*under-current* se décharge dans le *drop-box* au moyen d'un sluice intermédiaire. Lorsqu'on peut obtenir une chute de 12 à 15 mètres, le réservoir est placé directement sous le sluice principal et la continuation du courant s'obtient par un sluice placé, soit à l'angle droit de la direction primitive, soit sur la même ligne, suivant la forme du terrain.

Grizzly. — Lorsque le terrain présente une brusque déclivité, on

en profite toujours pour établir un *grizzly*, dispositif représenté par la figure 32, et servant à débarrasser le courant des grosses pierres ou galets, qui exigent, sans profit, une grande quantité d'eau pour leur entraînement et qui ont en outre l'inconvénient d'augmenter l'usure des sluices. Le *grizzly* est une grille qui fait suite

Fig. 144. — Drop-box et under-current.

au sluice et qui se projette au-dessus du *drop-box* et le dépasse. Cette grille, construite en vieux rails espacés de 0m,15, a une pente de 25 à 30°, de façon à ce que les gros galets (*boulders*) glissent sur elle et soient projetés au loin ; il faut que la configuration du terrain soit telle que l'accumulation de ces galets ne puisse pas le combler trop rapidement. Toute l'eau et les matières de dimensions inférieures à l'écartement des barreaux tombent dans le *drop-box*.

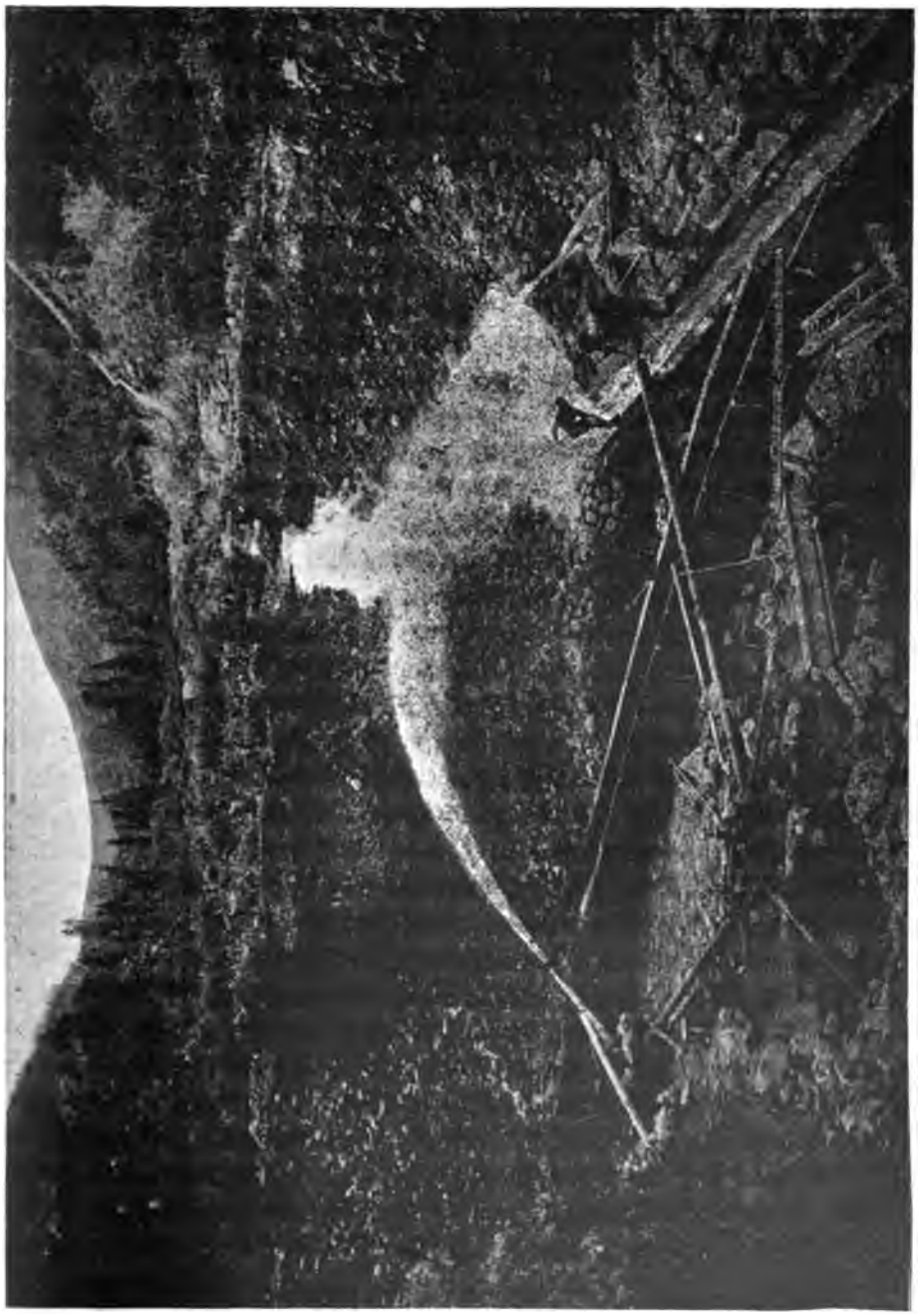


FIG. 145. — La méthode hydraulique en Colombie britannique (Atlin).

Les *under-currents*, les *drops* et les *grizzlies* doivent être répétés aussi souvent que le permettent les circonstances locales. Je pourrais citer des exemples de mines, où le développement des sluices atteint jusqu'à 15 kilomètres avec une vingtaine d'*under-currents*.

Sluices de décharge (*Tail-sluices*). — Les *grizzlies* ne rejettent qu'une très faible proportion de matériaux qui passent à travers les sluices, et il faut, en définitive, loger l'énorme masse des matières détritiques qui sont le produit du lavage. Dans ce but, on établit un cours de sluices de décharge pour amener les *tailings* jusqu'à un large cours d'eau capable de les entraîner, ou jusqu'à des ravines assez profondes pour les contenir. Les sluices de décharges doivent être solidement construits, mais en même temps combinés de façon à pouvoir être facilement changés de place ; aussi leur établissement est-il un des problèmes des plus importants, parmi tous ceux que l'on doit résoudre dans les travaux miniers hydrauliques.

Mode de travail. — Attaque des bancs de graviers. — Après avoir fait comprendre de quelle façon est organisée la circulation des eaux dans la méthode hydraulique et avoir décrit les appareils ou dispositifs qui mettent en jeu la force employée, il me reste à énumérer les moyens d'attaque des bancs de gravier, et les précautions prises pour recueillir le métal précieux.

La destruction des bancs de graviers s'effectue autant que possible avec l'aide de l'eau seule (*fig.* 145); mais, dans certaines circonstances, cette action ne serait pas suffisante, par exemple, quand le gravier est très dur et fortement cimenté, ou lorsque la hauteur du banc est telle que les ajutages ne pourraient, sans danger, être assez rapprochés pour que le jet atteignît les parties élevées. Dans ce cas, on doit ébranler ou faire tomber les bancs, par des coups de mine, avant de procéder à leur lavage.

Deux méthodes sont employées pour les coups de mine, et l'on peut faire usage, soit de puits, soit de galeries. Dans le premier cas, on peut élargir le puits dans le bas en forme de bouteille, ou encore pousser à sa base de petites galeries dans diverses directions. Les effets du coup de mine sont alors restreints à une faible surface. De pareils puits sont quelquefois employés pour détacher la partie supérieure des bancs de gravier lorsque les strates inférieures sont

fortement cimentées ; on commence alors par travailler les parties supérieures ainsi ébranlées, puis le bas est attaqué par des coups de mines établis dans des galeries s'enfonçant dans des bancs cimentés. On donne généralement aux puits un diamètre de 1m,20 à 1m,50, et on les bourre, après introduction de la poudre, avec les matériaux de leur creusement.

Quand on fait usage de galeries à travers-bancs, on proportionne le nombre de ces galeries à l'extension du terrain que l'on veut ébranler. La galerie principale doit avoir des dimensions *minima* compatibles avec la facilité du travail ; on lui donne pour longueur la hauteur du banc à ébranler, et l'on y pratique une ou plusieurs galeries transversales, suivant l'importance du coup de mine à donner. Une galerie transversale, ayant une longueur deux fois moindre, est toujours placée à la fin de la galerie principale. Lorsqu'il existe deux galeries transversales, l'une d'elles est placée dans le milieu, et sa longueur n'est que le tiers de celle de la galerie principale. Pour un banc de 25 à 40 mètres de hauteur, on emploie, pour le coup de mine disposé ainsi qu'il vient d'être dit, une charge de 600 caissons de poudre de 25 livres chaque, soit un total d'environ 7.200 kilogrammes de poudre, dont les deux tiers sont placés dans la galerie transversale du fond, et le dernier tiers dans la galerie transversale intermédiaire.

La quantité de poudre employée varie, d'ailleurs, suivant la nature du gravier, entre 1/2 et 2/3 de caisson de 25 livres, soit entre 6 et 8 kilogrammes, par chaque masse de 40 mètres cubes de terrain à ébranler. On évalue la masse totale de ce dernier en multipliant la hauteur du banc par la longueur de la galerie principale et par celle de la galerie transversale.

Ordinairement, la poudre est versée, au sortir des caissons, dans de longues boîtes munies de fusées et placées à des intervalles correspondant à environ 50 caissons, afin d'assurer sa combustion complète et simultanée. On doit, d'ailleurs, en cas d'humidité dans les puits, prendre toutes les précautions usuelles pour mettre les boîtes et les fusées à l'abri de l'eau. Des fils conducteurs sont mis en relation avec les fusées et avec une batterie électrique, et l'on bouche solidement, par un fort boisage, la galerie principale au niveau de la première galerie transversale; enfin, on la remplit, à partir de ce boisage et jusqu'à son orifice, par du sable bourré.

On a expérimenté un grand nombre d'explosifs pour ces coups de mine, et l'on a été conduit à conserver, dans le plus grand nombre des cas, l'usage de la poudre ordinaire. La dynamite est, au contraire, très employée pour briser les gros blocs (*boulders*) qui se rencontrent dans les graviers, et les réduire en fragments capables de passer à travers les *sluices*.

Conduite des opérations de lavage et d'amalgamation. — L'opération du lavage proprement dit est conduite de la façon suivante : on commence par enlever, sur quelques pieds de hauteur, le boisage du puits qui met en relation le point d'attaque avec le tunnel d'évacuation. L'on provoque ensuite, par le jet des lances, la destruction du terrain autour de ce puits, en créant un entonnoir dont les déblais, entraînés par l'eau, servent à remplir les espaces compris entre les riffles du *sluice*. Cet entonnoir doit être formé aussi vite que possible, pour permettre l'installation des ajutages et l'attaque proprement dite du banc. Il va en s'élargissant et en s'approfondissant, à mesure de l'avancement du travail, jusqu'à ce qu'il ait atteint le *bed-rock* dans lequel le puits est conservé intact.

L'attaque de la masse alluvionnaire se fait d'ordinaire au moyen de deux ajutages qui battent le pied du banc. Quelquefois un troisième ajutage est employé pour entraîner les débris amoncelés par les deux autres; enfin, dans quelques mines très étendues, ainsi que le montre la photogravure donnée au début de ce livre (*fig.* 16), se rapportant au *North-Bloomfield*, *Californie*, un plus grand nombre de jets concourent au travail de démolition.

Au commencement, l'eau rejaillit dans toutes les directions, mais bientôt elle s'enfonce dans la masse et produit graduellement dans le banc une excavation dont la grandeur est réglée par l'expérience du mineur, en même temps qu'elle se transforme en un torrent boueux, entraînant pierres, sable et argile. Lorsqu'une excavation d'une certaine importance est produite, on en commence une seconde, puis une troisième et ainsi de suite; on détruit ultérieurement les parties restées intactes entre les excavations, ce qui détermine la chute de la partie supérieure du banc, entraînée à son tour par des jets que l'on dirige sur les éboulements ainsi formés. L'entonnoir primitif s'élargit de plus en plus et les graviers inattaqués finissent par former, au-dessus du *bed-rock* mis à nu, de

hautes falaises qui reculent à mesure que le travail s'avance. Le torrent boueux circule alors sur le *bed-rock*, dans le thalweg mis à nu de l'ancien chenal, jusqu'à l'orifice du puits de communication. Les photogravures ci-contre donnent une idée des résultats de ce gigantesque travail (*fig.* 16, 124, 145):

Une précaution importante à prendre dans le lavage des bancs est celle d'éviter les surplombs qui pourraient mettre en danger la vie des ouvriers en occasionnant des éboulements imprévus et soudains.

Lorsque les bancs de graviers sont très élevés, on les travaille en terrasses de 40 à 50 mètres chacune ; on peut citer des exemples de hauteurs de 65 mètres, lavées une fois ; mais ce travail est périlleux.

L'enlèvement des blocs d'une grosseur exceptionnelle se fait au moyen de grues de grandes dimensions ; lorsqu'on ne juge pas à propos de les faire sauter par la dynamite, on excave quelquefois ces blocs et on les laisse rouler ; mais l'indécision qui règne sur la direction qu'ils vont prendre, pendant le trajet parfois très long qu'ils peuvent avoir à parcourir, rend cette opération fort dangereuse.

Avant de mettre les cours de *sluices* en opération, on dirige dans leur intérieur, ainsi que nous l'avons dit, un courant de graviers légers pendant un jour ou deux, pour remplir d'abord les interstices. On déverse ensuite dans le *sluice* une quantité de mercure proportionnelle à la longueur de la conduite : pour 1.500 mètres de *sluices*, par exemple, on emploie, en général, 2 à 300 kilogrammes de mercure, et l'on a soin de mettre la plus forte quantité vers la tête, car le courant l'entraîne peu à peu et le répartit dans la longueur du *sluice*. On répand le mercure en gouttelettes, au moyen d'une sorte d'arrosoir en fer, tant dans les *sluices* que dans les *under-currents*. On continue à ajouter du mercure par petites portions, pendant toute la durée du travail, et cela une ou deux fois par jour, mais en diminuant la quantité vers la fin de la campagne. On a soin d'ailleurs de bien examiner les riffles pour s'assurer que le mercure n'est jamais insuffisant, car, en thèse générale, il faut beaucoup de mercure pour bien retenir l'or. Avec la longueur citée de 1.500 mètres de *sluices*, un approvisionnement de 3.500 kilogrammes de mercure est suffisant pour une campagne de six mois.

Le nettoyage général des *sluices* n'est entrepris qu'une ou deux fois par an, lorsque l'on suspend toutes les opérations. On procède alors au déplacement complet du pavage. Toutefois les nettoyages partiels s'effectuent d'ordinaire toutes les quinzaines, spécialement sur la première partie du cours des *sluices*.

Lorsque l'on doit faire un nettoyage partiel, on commence par faire descendre, au moyen d'un assez fort courant d'eau pure, les pierres et les galets, puis on laisse couler un faible courant d'eau ; on enlève alors successivement les blocs de bois, en commençant par le haut; on lave ces blocs avec soin et on les dépose auprès des *sluices*. Enfin on établit, de distance en distance, un barrage dans le *sluice* lui-même, avec des planches bien jointes, et l'on accumule contre ce barrage l'amalgame mélangé de sable, entraîné par l'excès de mercure que l'on a eu soin d'ajouter. Les parois sont balayées et grattées, et le mélange de sable et d'amalgame est enlevé à la pelle et placé dans des baquets. Un lavage au *pan* achève de débarrasser l'amalgame du sable mélangé.

Traitement de l'amalgame. — L'amalgame recueilli contient, indépendamment de l'argent, toujours allié avec l'or natif, une certaine quantité de bas métaux, et, spécialement en Californie, une notable proportion de plomb de chasse employé pour la destruction antérieure du gibier, autrefois si abondant dans ces parages. Pour purifier l'amalgame, on le triture d'abord dans un bain de mercure; les amalgames des bas métaux surnagent et sont enlevés, puis traités à part, par de l'acide nitrique qui dissout les bas métaux et laisse un peu d'amalgame d'or. Le mercure lui-même est filtré dans une manche en toile à voile et le résidu, fortement pressé, est traité à une douce chaleur par de l'acide sulfurique étendu (1/3 d'acide et 2/3 d'eau), qui le débarrasse des bas métaux encore retenus. On lave enfin l'amalgame à l'eau pure et on le distille dans les *retortes* ou cornues en fonte, à couvercle mobile muni d'un tube en fer entouré d'un manchon réfrigérant à courant d'eau (*fig.* 203, 228 et 229).

L'intérieur de la *retorte* doit être badigeonné avec de l'argile délayée, pour empêcher l'adhérence du *tourteau* d'or. Les *retortes* sont chauffées dans un fourneau où l'on emploie, d'ordinaire, comme combustible les vieux blocs de pavage; les cendres de ces blocs doivent être lavées afin de recueillir l'or dont ils sont im-

prégnés. Les tourteaux sont fondus au creuset de plombagine dans un fourneau rectangulaire à tirage ordinaire, chauffé au coke ou au charbon de bois (*fig.* 229). Après fusion, l'or est coulé en lingots; sur chacun de ceux-ci on frappe le chiffre de son poids et le nom de la mine d'où il provient.

Le titre des lingots obtenus dans les mines hydrauliques est souvent fort élevé et atteint, près de Smartsville, en Californie, le chiffre de 960. Les lingots sont vendus à San-Francisco, où il existe une usine d'affinage.

Conditions économiques du traitement hydraulique. — Il est bien difficile de poser des règles générales pour apprécier le coût d'un traitement par la méthode hydraulique, tant sont diverses les conditions dans lesquelles se présentent les mines de ce genre. La nature du gravier, les conditions topographiques de son gisement, le prix de revient de l'eau sont des éléments tellement variables que nous devons nous borner à quelques données générales et à quelques exemples caractéristiques.

Quantité d'eau employée. — Comme exemple de la quantité d'eau employée, nous citerons la mine n° 8 de la compagnie *North Bloomfield*, dans laquelle on a lavé, du 1er Janvier 1875 au 3 Octobre 1877, environ 7 millions de mètres cubes de gravier, avec une dépense d'un peu moins de 150 millions de mètres cubes d'eau; il en résulte que, dans cette localité, le rapport des volumes est de 20 d'eau pour 1 de gravier.

A la compagnie *Blue Tent*, où des relevés très soigneux avaient été exécutés dans les dernières années de fonctionnement du système, on a reconnu que, suivant la nature de l'alluvion, on entraînait, pendant un lavage de vingt-quatre heures, *de* 2 *à* 10 *mètres cubes de gravier* par *pouce de mineur*. Cette mesure étant considérée, dans ce district, comme l'équivalent de 75 mètres cubes d'eau environ par 24 heures, cela revient à dire qu'il faut un volume d'eau dont la proportion varie de 7 *fois et demie* à 35 *fois celle du volume du gravier*, pour désagréger et entraîner ce dernier dans les sluices.

Ces chiffres que nous venons de citer sont des limites extrêmes, et l'on considère, en général, que les graviers lavés avec succès exigent une proportion d'eau s'élevant, en moyenne, *à* 12 *fois leur volume*.

Prix de revient. — J'ai établi, d'après Th. Egleston, un tableau donnant le prix de revient d'une *once Troy* (31 grammes) de métal précieux dans deux cas différents : celui de la mine La Grange, se rapportant à une faible hauteur de gravier aurifère, et celui de North Bloomfield, où les bancs atteignent 80 mètres de hauteur.

	La Grange	North Bloomfield
Eau	$ 1,43	$ 2,09
Main-d'œuvre	6,85	3,93
Matériaux	1,81	0,88
Explosifs	»	0,98
Blocs et planches	»	0,50
Frais généraux	0,94	0,70
Dépenses accidentelles	0,26	»
Taxes	0,09	»
	$ 11,38	$ 9,08

Si l'on réduit ces résultats en mesures métriques, on trouve que *le prix de revient du kilogramme d'or* dans le premier exemple est 1.902 francs, et dans le second de 1.518 francs seulement, en prenant 5 fr. 20 pour la valeur du dollar.

Voici, d'après le même auteur, *le prix de revient par mètre cube de gravier traité*, avec la teneur correspondante, dans quelques autres mines de la Californie.

DÉSIGNATION DES MINES	TENEUR par MÈTRE CUBE	PRIX DE REVIENT par MÈTRE CUBE
	francs	francs
Roach Hill	3	0,30
Richardson	0,75	0,15
Iowa Hill	3,55	0,125
Independence	1,25	0,10
Wisconsin	0,625	0,10

Comme exemple de mines moins développées, on peut citer, d'après G. Lock, une localité d'Australie dans laquelle 3 ouvriers lavent 120 mètres cubes par jour, avec une dépense d'eau de 1.500 mètres cubes environ, cette eau étant projetée sur un banc de

10 mètres de hauteur. La dépense journalière correspondante s'élève à 50 francs, se décomposant comme suit :

3 hommes à 10 francs.....	fr.	30 »
1.500 mètres d'eau à 0fr,83 les 100 mètres cubes.		12,50
Entretien.....		7,50
Total.....	fr.	50 »

Une teneur de 0 fr. 42, ou de 0gr,13 d'or environ par mètre cube, suffit donc, dans cette localité, pour couvrir les dépenses.

Limite d'exploitabilité. — Un bon exemple du prix de revient très réduit auquel on peut arriver dans le traitement des alluvions par le procédé hydraulique est, d'après M. W.-H. Radford, donné par le tableau suivant pour une exploitation située dans le Nord de la Californie, où l'exploitation hydraulique est encore autorisée par les lois. Le droit d'eau appartient à la mine et le barrage fournit de l'eau pendant neuf mois environ, en année moyennement pluvieuse, ce qui peut être considéré comme une excellente proportion pour ce pays-là.

Le canal d'amenée, de 11 milles de longueur, est surveillé par deux hommes pendant la période d'activité et par un seul le reste du temps. Le prix de revient de l'eau, rendue à la mine, est de 0,69 de cent américain (environ 3,6 centimes de franc), par pouce de mineur.

La saison a commencé en Novembre 1899 et s'est terminée en Juillet 1900. Pendant ce laps de temps, 655.557 pouces de mineur (Un pouce de mineur débite dans cette localité, 1.728 pieds cubiques, soit 49 mètres cubes, par 24 heures) ont été employés pour le lavage.

D'après les métrés relevés sur l'excavation, la quantité entraînée par l'eau a été de 1.251.399 yards cubes, comprenant non seulement l'alluvion aurifère, mais aussi la couche superficielle stérile qui variait comme épaisseur entre 2 et 8 pieds, le front d'attaque ayant une hauteur moyenne de 63 pieds.

La pente des sluices était de 7 pouces pour 12 pieds, soit 4,85 pour cent. Le pavage était en blocs de bois de 30 centimètres de hauteur.

On conduisait les débris depuis la face d'attaque jusqu'au sluice au moyen de « ground sluices » entaillés au fur et à mesure dans

le bed-rock. Il est à noter que, pour ce dernier travail, on a été amené à *renoncer à l'emploi de perforatrices*, qui ébranlaient trop les parois et y causaient les fissures par lesquelles l'or s'échappait. Le percement des trous de mine à la main a donc été exclusivement employé. La roche formant le bed-rock est un schiste ardoisier assez décomposé, de sorte qu'il a fallu boiser tout le tunnel d'accès.

On avait installé l'éclairage électrique pour le travail de nuit et pour le nettoyage dans le tunnel.

Sept nettoyages (clean up) ont été faits pendant la saison sans compter le nettoyage final des ground sluices et leur balayage soigné avec grattage des fissures.

On retira ainsi $. 31.618,49 d'or ce qui ne représente que 2,52 *cents par yard cube* (environ 0 fr. 1747 par mètre cube) se répartissant, au point de vue de l'endroit de leur récolte, comme suit :

Dans le sluice	$ 27.315,40	86,39 0/0
Dans les ground sluices et conduits.	3.811,23	12,05
Dans les under-currents	491,86	1,56
	31.618,49	100,00

Les *under-currents* ne fonctionnèrent que pendant trois mois et demi.

Les frais de l'opération s'élevèrent pendant la durée considérée à $.27.511,64, ne laissant qu'un profit de $. 4.106,85.

Voici la répartition de ces frais :

NATURE DES DÉPENSES	DÉPENSE TOTALE	DÉPENSE PAR YARD CUBE
Surveillance, entretien du canal et barrage.	2.786,54	0,00223
Frais du lavage hydraulique.....	2.401,05	0,00192
Creusement du bed-rock.....	1.320,53	0,00105
Boisage des travaux dans le bed-rock	157,39	0,00012
Eclairage électrique	598,62	0,00047
Construction de sluices et réparations....	1.081,20	0,00086
Frais de la forge.....	644,02	0,00051
Nettoyages (clean-up).....	968,79	0,00077
Déplacement des tuyaux et des monitors.	898,85	0,00071
Débitage des gros blocs	6.124,91	0,00490
Débroussaillement.....	158,37	0,00012
Frais généraux et de surveillance.....	3.088,69	0,00250
Fournitures du magasin	3.015,37	0,00241
Impôts, frais de bureaux, contentieux....	4.267,31	0,00341
	$ 27.511,64	$ 0,02198

Le lavage de matières aussi pauvres est dû à ce que la Société avait à préparer d'autres points plus favorables pendant la première saison de travail et qu'elle n'a lavé au cours de cette période de début que les bordures (rim-gravels) de son placer.

Ces chiffres sont néanmoins intéressants, parce qu'ils prouvent combien la limite inférieure du prix de revient du système hydraulique est peu élevée, lorsque les conditions convenables pour son application se trouvent remplies.

Pertes en or. — Les pertes de métal précieux dans la méthode hydraulique sont dues à plusieurs causes : la plus importante tient à l'état physique de l'or dans les graviers. En effet, on ne l'y rencontre pas seulement en grains d'une grosseur appréciable, mais il existe aussi en particules extrêmement fines, et cet or flottant (*floating gold*) n'est pas plus retenu par la méthode hydraulique qu'il ne l'est, du reste, par n'importe quelle autre méthode. L'or existe ainsi quelquefois à l'état *rouillé* (*rusty gold*), recouvert par une pellicule d'une substance encore mal définie qui empêche le contact avec le mercure et par suite l'almagamation. Indépendamment de ces causes de perte, dues à la nature même de l'or, on comprend que la division des matières n'étant qu'approximative, les parties cimentées, ou les galets de quartz aurifères, puissent emporter avec eux une notable proportion du métal précieux.

Dans quelques placers, ces *ciments* et galets rejetés par les *grizzlies* sont quelquefois broyés avec profit, malgré la dépense relativement considérable qu'exige cette opération; ce fait suffit pour donner la mesure des pertes ordinairement subies par l'abandon des galets.

Malgré des prix de revient aussi peu élevés que ceux qui ressortent des chiffres cités précédemment, on ne peut pas dire que l'on ait atteint la limite possible des progrès dans l'extraction du métal précieux par la méthode hydraulique. Il est même généralement admis aujourd'hui que l'on recueille, par cette méthode, 33 0/0 seulement de l'or total contenu dans un terrain. Aussi, en se plaçant au seul point de vue du traitement, serait-on effrayé si l'on voulait dresser la statistique des pertes effectives causées par l'entraînement annuel des masses énormes de *tailings*, puisque ces *tailings* contiennent, en réalité, une richesse deux fois supérieure à celle qui est recueillie sous forme de lingots. Mais le mineur amé-

ricain, avec l'esprit pratique de sa race, répond que, même en ne retirant que le tiers de la richesse des graviers, il fait de beaux bénéfices, tandis que, s'il essayait de compliquer ses méthodes pour retirer une portion des deux autres tiers, il ferait de moindres profits dans le même temps ; aussi considère-t-il comme un axiome *qu'il vaut mieux traiter de grandes masses avec une perte sérieuse* en or, que d'en *traiter de petites avec une légère perte* du métal précieux. Cela revient à dire que, dans ce pays si largement doté de richesses encore vierges, le mineur préfère, puisque cela lui est possible encore, porter successivement son activité sur chacune d'elles, quitte à abandonner philosophiquement aux mineurs de l'avenir le soin d'exploiter les richesses qu'il dédaigne, et cela dans l'espoir que la nature se chargera de concentrer gratuitement les *tailings* ou que l'on inventera de nouveaux procédés pour les utiliser.

Répartition de l'or dans les diverses parties de l'installation. — Dans une exploitation hydraulique californienne, travaillant des alluvions à faible teneur, les débris passent dans un sluice composé de quatre sections comprenant respectivement :

1re section	15	éléments de	12	pieds chaque	=	180 pieds
2e —	30	—	12	—	=	360 —
3e et 4e section ..	71	—	12	—	=	852 —
Ensemble	116					1.392

On a recueilli :

Dans la 1re section	73,6 0/0	de la récolte totale
— 2e —	13,4	—
— 3e et 4e section.....	1,5	—
Under-currents.....	11,5	—

Les deux dernières sections ont été inutiles.

La teneur moyenne du gravier dans ce placer varie entre 4 et 6 cents au yard cube. Le cube d'alluvion excavé par pouce de mineur a été de 2,5 à 3 yards cubes.

Élévateurs hydrauliques. — L'emploi de l'eau sous pression, dont j'ai essayé de décrire les particularités dans le travail des alluvions par la méthode hydraulique, a suggéré un mode particu-

lier de relèvement des déblais des exploitations aurifères; dans ce procédé, on utilise la pression d'une masse d'eau auxiliaire pour entraîner dans un conduit fermé et élever à une certaine hauteur le torrent boueux, sableux et chargé d'éléments de grosseurs variées qui est produit par la désagrégation des bancs de graviers à l'aide des jets lancés par les *géants*.

Ce moyen, qui permet de se débarrasser des résidus encombrants des exploitations hydrauliques, a trouvé tout d'abord son application en Californie et dans divers autres États de l'Amérique du Nord, où il a permis la reprise de certains travaux arrêtés par les lois régissant la *question des débris* aux États-Unis. Il s'est répandu ensuite en Australie, en Nouvelle-Zélande et dans d'autres contrées à placers. Grâce à lui, on peut éviter, dans certains cas, les longs et coûteux travaux de premier établissement détaillés dans la description de la méthode hydraulique. A ce double titre il mérite une description sommaire.

Principe et mode de construction des appareils élévateurs hydrauliques (*Water-lifters. Hydraulic elevators*). — Le principe sur lequel repose la construction des appareils, connus aux États Unis sous le nom de *water-lifters* et de *hydraulic elevators*, est analogue à celui de l'*injecteur Giffard*; seulement, au lieu d'un jet de vapeur lancé par un ajutage dans un tuyau, et entraînant un courant d'eau ascensionnel suivant des lois assez mal expliquées, c'est un jet d'eau qui agit dans les *water-lifters* comme dans les *elevators* et qui entraîne, dans le premier cas, un simple courant d'eau, et, dans le second, un mélange de boue de sable et de graviers à gros éléments. Le *water-lifter* remplit donc simplement l'office de pompe, l'*elevator* supplée à l'impuissance des appareils hydrauliques, jusqu'ici connus, à élever une masse aussi hétérogène que celle dont il s'agit.

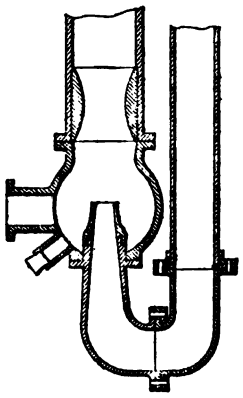


Fig. 146. — Coupe schématique d'un élévateur hydraulique.

La simplicité des organes et la facilité d'installation des *water-lifters* se déduisent de la simple inspection de la figure ci-contre (*fig.* 146).

Nous ne nous arrêterons pas à la comparaison des effets utiles des pompes ordinaires et des injecteurs hydrauliques. Lorsqu'on peut se procurer économiquement de l'eau en abondance sous une forte pression, condition *sine qua non* du travail des graviers aurifères par la méthode hydraulique, peu importe, en effet, que la force qu'on fait développer à un appareil soit plus ou moins bien utilisée; aussi l'on comprend qu'en engin non sujet à des arrêts ou à des réparations, d'une installation facile et que l'on trouve à se procurer dans les grands ateliers de construction, jouisse, sur les placers, d'une réelle faveur comme pompe d'épuisement, malgré son rendement des plus médiocres.

L'*élévateur hydraulique* est, on le voit, d'une grande simplicité. La coupe ci-contre montre les différentes pièces dont il se compose.

Les *elevators*, construits par les diverses maisons de San-Francisco : Josuah Hendy, Risdon Work, etc., d'après le type figuré, sont de trois numéros, et les dimensions respectives de leurs différentes sections sont réglées d'après le diamètre intérieur du tuyau élévatoire (*upraise-pipe*), qui est de 12 pouces ($0^m,30$) pour le numéro 1, de 14 pouces ($0^m,35$) pour le numéro 2 et de 16 pouces ($0^m,40$) pour le numéro 3.

Établissement et mode d'emploi des élévateurs. — Deux cas peuvent se présenter pour l'établissement d'un élévateur : celui d'un terrain vierge ou celui d'un terrain dans lequel a déjà fonctionné la méthode hydraulique.

Dans le premier cas, on doit d'abord creuser une excavation depuis la surface du gravier jusqu'au *bed-rock*, en choisissant ce point initial aussi près que possible de la partie la plus basse de la couche de gravier que l'on veut travailler. Le choix de la base d'opération est, en outre, déterminé par la configuration du terrain environnant, en tenant compte des considérations suivantes :

1° On doit pouvoir conduire l'eau et les matières, à partir du tuyau élévatoire, par des sluices de décharge, jusqu'au point où l'écoulement de l'eau se fasse naturellement et où les débris aient un espace suffisant pour se loger (*dump*) pendant toute la durée de l'exploitation;

2° On doit considérer que la hauteur à laquelle on peut élever l'eau

et les débris est *fonction* de la pression de l'eau lancée par l'injecteur, et que cette hauteur n'est approximativement *que le dixième de la hauteur de chute dont on dispose.* Cette hauteur est donc pratiquement assez limitée et varie, en général, de 20 à 60 pieds (6 mètres à 18 mètres), quoique l'on ait des exemples d'élévateurs fonctionnant avec un relèvement des matières à 90 pieds (27 mètres).

Dans le second cas, c'est-à-dire lorsque l'élévateur est appelé à fonctionner dans une excavation résultant d'anciens travaux hydrauliques, il doit remonter l'eau et les déblais par-dessus les accumulations de débris anciens et loger ces nouveaux déblais dans d'anciennes excavations ; le travail préparatoire est alors supprimé, puisque le sol est naturellement déjà creusé jusqu'au bed-rock par l'action des lavages antérieurs.

Dans les deux cas que nous venons de citer, le travail d'installation proprement dit consiste à loger d'abord, dans le bed-rock, la partie inférieure de l'élévateur, ainsi que le montre la photographie (*fig.* 147). L'excavation à creuser dans le bed-rock doit avoir environ 2 mètres de profondeur, et ses autres dimensions, variables avec le numéro de l'élévateur employé, doivent être, au minimum, de 4 mètres de longueur et de 2 mètres de largeur.

Si la roche est très solide, on peut éviter un garnissage ; dans le cas contraire, on doit établir un revêtement de forts madriers, formé de cadres superposés reposant sur un fort plancher consolidé par des pièces en croix.

Si la roche est aquifère, on doit ménager, à côté de la chambre de l'élévateur, un second puisard dans lequel on installe un *water-lifter* de dimensions suffisantes pour épuiser complètement le terrain et permettre non seulement la pose de l'élévateur, mais encore la visite de ses parties inférieures, en cas d'obstruction et d'arrêt, et au besoin, les réparations à effectuer. Toutes les sections de l'élévateur étant successivement boulonnées entre elles et la pente requise ayant été établie à l'aide du joint mobile, le tuyau élévatoire est mis en place et soutenu par des charpentes inclinées avec jambes de force solidement calées.

On n'a plus alors qu'à mettre l'appareil en connexion avec les sluices de décharge au-dessus desquels débouche la partie supérieure du tuyau élévatoire et, enfin, à conduire l'eau et les débris de

FIG. 147. — Assèchement d'un chantier au moyen d'un élévateur hydraulique.

l'exploitation jusqu'à la boîte inférieure ou à l'excavation de l'élévateur. Nous examinerons successivement les dimensions usuelles des diverses parties de ce circuit.

Tuyaux d'amenée. — La ligne principale de tuyaux partant du réservoir, ou des *ditches* qui lui font suite, fournit l'eau destinée aux ajutages ou *géants* de l'exploitation et l'eau nécessaire au fonctionnement de l'*élévateur* et du *water-lifter*, si ce dernier appareil est nécessaire.

La longueur et le diamètre de la conduite sont naturellement variables et dépendent de l'éloignement du point de départ, du volume et de la pression dont on dispose. Cette conduite est toujours en tôle et elle doit être construite par sections de force graduée suivant la pression, cette dernière allant en croissant à partir du point de départ.

Sur la conduite principale sont établis les branchements amenant l'eau sur les travaux et dans l'élévateur, avec tous les accessoires qu'ils comportent, tels que : distributeur, coudes, fourches, soupapes à air, valves, etc. Les dimensions respectives de ces branchements sont réglées par le rapport qui existe entre le volume d'eau nécessaire à l'abatage et à l'entraînement de graviers et le volume exigé par l'élévateur. On comprend que ce rapport est variable suivant la nature du gravier et suivant la hauteur à laquelle il s'agit d'élever les débris; nous donnerons ultérieurement quelques exemples numériques; mais d'une manière générale on peut dire que, dans la pratique, la proportion d'eau dirigée vers l'élévateur est *la moitié ou les deux tiers du volume total*, le reste étant délivré aux *géants* pour le travail d'abatage et d'entraînement.

Sluices de décharge. — Les sluices de décharge, dans lesquels se fait aussi la récolte de l'or, sont construits suivant les mêmes principes et de la même façon que ceux que nous avons décrits dans l'exposé de la méthode hydraulique. La désagrégation énergique que subissent les matières dans l'élévateur, aussi bien par la force du jet qui les entraîne que par leur friction sur les parois métalliques, a pour effet de permettre de donner à ces sluices une longueur bien moindre que celle qui est requise dans la méthode hydraulique simple.

Les autres dimensions sont réglées par la capacité de l'élévateur lui-même; on donne généralement au sluice une largeur de 20 à

24 pouces ($0^m,50$ à $0^m,60$) pour l'élévateur numéro 1, de 24 à 36 pouces ($0^m,60$ à $0^m,90$) pour le numéro 2 et de 36 à 60 pouces ($0^m,90$ à $1^m,50$) pour le numéro 3.

La première boîte des sluices de décharge est garnie d'un revêtement en tôle de fer ou d'acier de 3 à 5 centimètres d'épaisseur, pour la garantir du choc des matières déchargées (*fig.* 148) ; la ligne des sluices a une pente commandée par le profil du terrain environnant, depuis le point de départ jusqu'au *dump*. Lorsque cela est possible, on observe les pentes suivantes dans l'établissement des boîtes :

Pour la	1re	boîte de	12 pieds	2	pouces de pente
—	2e	—	—	3	—
—	3e	—	—	4	—
—	4e	—	—	5	—
—	5e	—	—	6	—

Cette dernière pente, correspondant à environ $0^m,042$ par mètre, est conservée uniformément pour le reste de la ligne des sluices.

Sluices d'amenée. — L'élévateur étant fixe au point le plus bas du terrain à exploiter, on doit, à mesure de l'avancement du travail d'abatage, prolonger en montant les canaux qui amènent jusqu'à son orifice les matières abattues par les *géants* et entraînées par l'eau. Ces canaux sont quelquefois simplement creusés dans le bed-rock ; mais le plus souvent ils sont formés par des sluices en bois reposant sur le fond de ces excavations.

On leur donne, en général, de 36 à 60 pouces de largeur intérieure ($0^m,90$ à $1^m,50$) avec une pente de 5 à 7 pouces par boîte de 12 pieds ; on les mène directement de la chambre de l'élévateur au front d'abattage, en les subdivisant en autant de branchements que l'exige le nombre d'abatages mis en travail.

Il faut avoir soin, en outre, d'établir des *grizzlies* sur leur parcours, pour les débarrasser des *boulders* qui, par leur volume, pourraient nuire au fonctionnement de l'élévateur.

Données numériques relatives aux élévateurs. — Je citerai, pour fixer les idées, quelques exemples relatifs au mode de travail des élévateurs hydrauliques. Ce système, établi dans le Comté de *Siskiyou* (Californie), par la Compagnie *Eureka Creek gold mining C°*, a fonctionné pendant trois ans dans les conditions suivantes.

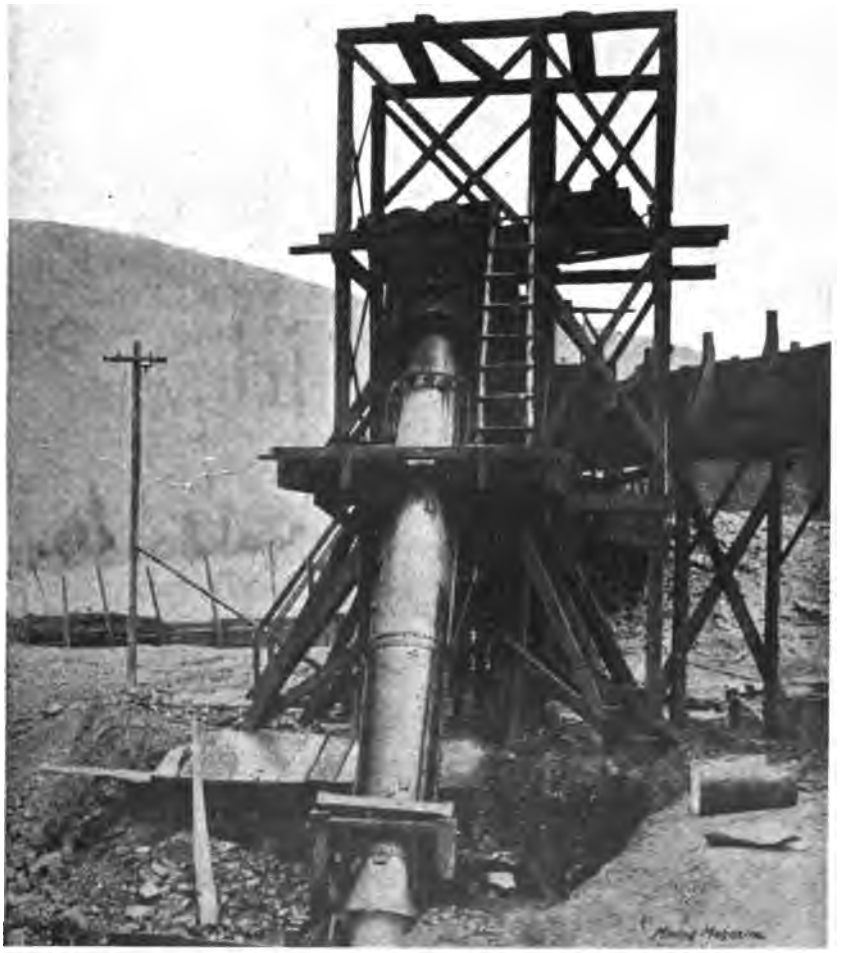


Fig. 148. — Boite de tête d'un élévateur hydraulique.

On employait un élévateur numéro 2 avec tuyau élévatoire de 16 pouces (0m,40), un *water-lifter* numéro 2, et deux *géants*, l'un n° 2 et l'autre n° 3, c'est-à-dire ayant respectivement des orifices d'ajutage de 5 pouces (0m,125) et de 6 pouces (0m,15). Ces appareils étaient mis en œuvre sous une pression verticale de 266 pieds (80 mètres) avec un volume d'eau variant, suivant les saisons, de 450 à 900 *pouces de mineur*.

La longueur du tuyau principal, entre le réservoir et le distributeur, comportait : 500 pieds (150 mètres) de 23 pouces de diamètre (0m,55) en tôle numéro 16 ayant une épaisseur de 1/16e de pouce ou 1 millimètre et demi environ; 800 pieds (240 mètres) de même diamètre, en tôle numéro 14 ou de 2 millimètres, et 500 pieds (150 mètres) de même diamètre, en tôle numéro 12 ou de 2 millimètres trois quarts.

La conduite de distribution comprenait : depuis le distributeur jusqu'à l'élévateur, 500 pieds (150 mètres), de tuyaux de 15 pouces 0m,375 de diamètre en tôle numéro 12 ou de 2 millimètres d'épaisseur, et jusqu'au *water-lifter* 500 pieds (150 mètres) de tuyaux de 11 pouces (0m,275) de diamètre en tôle, du même numéro; enfin, depuis la distribution jusqu'aux *géants*, la conduite avait atteint, à la fin du travail, une longueur de 1.000 pieds (300 mètres) et les tuyaux employés étaient de 11 pouces (0m,275) de diamètre, en tôle de 2 millimètres.

Les *sluices* du *bed-rock* avaient 3 pieds de largeur et une pente de 4 pouces par 12 pieds. La terre, le gravier et l'eau qui les entraînaient étaient remontés par l'élévateur à une hauteur de 39 pieds (11m,70).

Le *tuyau élévatoire*, de 0m,40 de diamètre, avait une inclinaison de 42°.

Les *sluices de décharge* avaient 4 pieds (1m,20) de largeur et 3 pieds (0m,90) de profondeur; leur pente, très faible, était de 1 pouce 1/2 pour la première boîte, de 2 pouces pour la seconde, de 3 pouces pour la troisième, et de 4 pouces pour le reste de la ligne.

Dans la saison la plus favorable, la répartition de l'eau entre l'élévateur et les *géants* se faisait comme suit :

Pour l'élévateur.....	600	pouces de mineur
Pour les deux *géants*.....	300	—

Un second exemple, choisi dans des conditions assez différentes, montre qu'on peut atteindre, par l'emploi de l'élévateur, de plus grandes hauteurs pour l'élévation du torrent boueux et sableux. La Compagnie *North-Bloomfield*, déjà souvent citée, a établi, en effet, en 1887, dans ses chantiers, un appareil de ce genre dans les conditions suivantes :

La pression de l'eau était de 530 pieds (159 mètres); un volume de 800 pouces de mineur était déchargé par les *géants* employés, ayant un ajutage de 5 pouces ($0^m,125$) d'orifice, et un volume de 1.300 pouces de mineur était déchargé par l'ajutage de l'élévateur, qui avait un orifice de 6 pouces ($0^m,15$ de diamètre).

Dans ces conditions, l'eau et les débris étaient facilement élevés à une hauteur de 87 pieds (26 mètres).

Ces chiffres suffisent pour montrer dans quelles circonstances les élévateurs hydrauliques peuvent rendre de réels services pour l'exploitation des graviers aurifères.

c. — EXPLOITATION SOUTERRAINE DES GRAVIERS CIMENTÉS (DRIFT-CLAIMS. — GRAVEL-MINES)

Introduction historique et principe de la méthode. — L'application des méthodes que nous avons exposées jusqu'ici pour l'exploitation des alluvions devient irréalisable lorsqu'elle se heurte à l'un des quatre obstacles suivants :

1° La trop grande hauteur de l'alluvion stérile surmontant la couche reconnue exploitable;

2° La présence d'une *coulée lavique* recouvrant l'alluvion ancienne;

3° La rareté de l'eau;

4° L'impossibilité matérielle d'évacuer de grandes quantités de débris, par manque de pente et de place, ou par suite de dispositions légales prohibitives.

Quand l'une ou l'autre de ces difficultés se présente, il faut restreindre les masses sur lesquelles on opère et s'attaquer à la couche productive elle-même par des travaux miniers proprement dits (*drift-mining*); les gîtes auxquels on applique ces travaux se nomment *drift-claims*.

Ce mode de travail s'impose quand il s'agit d'alluvions *pliocènes* recouvertes par des laves.

On connaît les conditions géologiques dans lesquelles se présentent ces lits ou ces chenaux de rivières pliocènes dont la Californie et l'Australie nous offrent de si beaux exemples; nous rappellerons seulement ici que les rivières actuelles de la Californie, et notamment celles qui portent les noms de *Feather-River*, *Yuba* et *American-River*, ainsi que leurs affluents, ont graduellement creusé de profondes vallées (*cañons*), en enlevant successivement les tufs volcaniques et les laves qui avaient recouvert les graviers anciens, puis ces graviers eux-mêmes, et en entamant finalement les schistes sur lesquels reposaient ces derniers.

Les produits de ces érosions *post-pliocènes*, transportés par les cours d'eau, ont donné naissance aux alluvions modernes, déposées en lits continus ou en *barres* dans les vallées actuelles, où elles ont été si abondamment et si fructueusement travaillées dans la première période des exploitations californiennes.

Elles ont laissé subsister, sur de vastes espaces, les parties profondes des alluvions anciennes qui affleurent quelquefois encore à flanc de coteau. Aussi la découverte de ces affleurements a-t-elle été faite fréquemment en remontant les vallées actuelles aussi longtemps que les graviers de leurs lits étaient riches, le point *terminus coïncidant avec le débouché d'un chenal ancien.*

La distribution de l'or dans la masse de l'alluvion remplissant les anciens chenaux est régie par une loi générale : l'or gros et la principale richesse sont toujours concentrés vers la base du gravier alluvionnel, près de la roche de fond ou *bed-rock*. Aussi, deux partis ont-ils pu être pris pour l'extraction de l'or : le premier consiste à abattre par la méthode hydraulique la totalité de l'alluvion, chaque fois que la masse stérile superposée au gravier aurifère n'est ni trop puissante, ni trop résistante, et que la richesse moyenne des déblais ainsi formés couvre les frais très réduits qu'entraîne ce mode d'exploitation ; le second consiste à suivre et à exploiter seulement la partie inférieure des chenaux dont la richesse compense, jusqu'à un certain point, les frais beaucoup plus élevés qui découlent d'une exploitation souterraine.

On comprend, d'ailleurs, que ces deux solutions aient pu se succéder dans la même région, avant même que les prohibitions légis-

latives, dont j'ai parlé plus haut, aient rendu le travail hydraulique impossible. Si, d'une part, en effet, les masses exploitables par la méthode hydraulique étaient énormes, de l'autre, le travail journalier ne l'était pas moins ; puis, à mesure que l'on s'enfonçait dans la montagne, la masse volcanique superposée aux graviers devenait plus épaisse, et le travail souterrain s'imposait.

L'exploitation des chenaux souterrains, qui ne date guère que de 1855, fut entreprise, à l'origine, sans aucune méthode. Avant la connaissance, aujourd'hui si complète, de l'orographie de ces vallées anciennes, elle a été la source de nombreux mécomptes. Des milliers de puits et de tunnels ont été creusés sur de vagues indications pour aller rechercher les alluvions sous le manteau de lave qui les recouvre. Souvent le puits creusé rencontrait bien le gravier, mais avec une richesse qui n'en permettait pas l'exploitation ; souvent aussi les galeries, poussées à flanc de montagne à la recherche des anciens lits, ne rencontraient pas ces derniers, ou s'élevaient trop haut et débouchaient dans le gravier pauvre supérieur.

Malgré ces insuccès, dont le retentissement ne dépassait guère les limites de la région, alors que les riches trouvailles et les profits considérables exceptionnellement réalisés avaient une immense publicité, le développement de ce genre de recherches poursuivit un cours régulier durant la période de 1855 à 1870, période pendant laquelle une grande quantité de chenaux, les plus facilement accessibles et les mieux explorés, furent travaillés à fond et rapidement épuisés.

A l'heure actuelle, la décision des tribunaux sur la question des débris a dirigé de nouveau l'attention sur la méthode du *drift-mining*. L'importance de cette méthode s'accroît de jour en jour, et elle est vraisemblablement appelée à attirer, plus que toute autre, l'intervention de capitaux considérables. Ceux-ci, en effet, ne sont plus exposés à s'engloutir dans de vaines recherches, puisque la connaissance des terrains, dans lesquels les phénomènes géologiques ont accumulé ces sources de richesses, est plus avancée et que des exploitations régulières, poursuivies sur une grande échelle, ont précisé les régions dans lesquelles les recherches ont de sérieuses chances de succès, ainsi que les conditions dans lesquelles ce genre de travail peut être entrepris avec profit.

Pour la Californie en particulier, les comtés de *Sierra*, de *Nevada*, de *Placer* et de *Plumas* renferment des chenaux souterrains qui sont aujourd'hui parfaitement définis et reconnus, et cela malgré la coulée lavique qui les a recouverts et qui a nivelé les vallées anciennes avec leurs alluvions aurifères.

Les bords (*rims*) de ces rivières souterraines ont pu être tracés sur des cartes, et la pente moyenne de leur lit a été déterminée; enfin leur étude a fait ressortir ce fait capital, c'est qu'en dehors des points exceptionnellement riches, — barres ou remous produits dans ces lits anciens par les mêmes causes que celles qui leur donnent naissance dans les lits modernes, — *la richesse moyenne est à peu près constante dans le cours d'un chenal.* Aussi, lorsque l'exploitation a permis de déterminer cette richesse moyenne pour une partie d'un chenal, peut-on appliquer, au moins à titre provisoire, les mêmes chiffres aux parties encore inexploitées de ces dépôts souterrains.

C'est ce qui a été vérifié dans les chenaux bien connus du *Blue-Lead* et du *Forest-Hill.*

Une autre analogie entre les anciennes rivières et les rivières modernes consiste dans la similitude des accidents qu'elles présentent. Comme les rivières actuelles, les rivières pliocènes possédaient des affluents, des branchements avec îles donnant des lits doubles ou multiples, des rapides, des chutes, etc., si bien que, pour ne pas s'égarer dans la recherche souterraine du lit que l'on poursuit, on doit constamment entrevoir la possibilité de l'existence des uns ou des autres de ces accidents.

En outre les rivières anciennes de la Californie présentent quelquefois un phénomène dû, sans doute, à des remplissages successifs dont il faut savoir tenir compte. C'est ainsi qu'indépendamment de la strate inférieure du gravier exploitable, ou *payant* (*pay-gravel*), par la méthode d'exploitation souterraine et dont l'épaisseur est limitée, dans la plupart des cas, à $1^{m},50$ ou 2 mètres, il se présente parfois, à un niveau supérieur, une autre strate de gravier qu'il peut y avoir convenance à extraire.

Au *Paragon Claim*, à *Bath*, dans le comté de *Placer*, par exemple, trois strates *payantes* ont été découvertes dans le même chenal. La première, située sur le *bed-rock* même, possède une puissance d'environ 2 mètres; la seconde, placée 5 mètres plus haut,

présente la même richesse que la première. Enfin, une troisième couche, située 50 mètres plus haut encore, est également exploitable.

Je rappelle enfin, à propos de la constitution de ces graviers anciens, que la *matière* qui forme le *remplissage alluvionnaire*, quelle que soit, d'ailleurs, la grosseur des fragments qui la composent, se rapporte à deux types très différents au point de vue de l'exploitation et du traitement. Les graviers sont tantôt *meubles* et tantôt *cimentés*, c'est-à-dire formant dans le dernier cas une masse dure et compacte, dans laquelle les éléments du gravier sont reliés par un agglomérant.

Ces différences caractéristiques entraînent chacune un mode d'exploitation et de traitement spécial.

Je ne m'étendrai pas longuement sur les conditions dans lesquelles doit s'effectuer l'exploitation souterraine des gisements aurifères; le problème à résoudre n'exige que des connaissances sommaires dans l'art des mines, eu égard à la simplicité du gîte ; en revanche, il demande, chez l'ingénieur chargé de *deviner*, en quelque sorte, et de *trouver* les chenaux souterrains qui donnent si rarement à l'extérieur une preuve évidente de leur existence et surtout de leur direction, une grande sûreté de coup d'œil et de jugement, jointe à une expérience approfondie, basée sur la connaissance de terrains et de travaux analogues.

Trouver le chenal et le recouper à aussi peu de frais que possible; créer une sortie pour la matière utilisable ; exploiter la couche de graviers d'épaisseur peu considérable, dans laquelle est concentrée la richesse, suivant les méthodes les plus économiques adoptées pour les matières minérales qui présentent des strates peu inclinées ; transporter au jour ce gravier ; enfin, s'il est meuble, le laver suivant les méthodes qui ont été étudiées jusqu'ici dans cet ouvrage, ou, s'il est dur et cimenté, le traiter par broyage et amalgamation, suivant les méthodes types que je décrirai plus loin à propos des quartz aurifères; tels sont, en quelques mots, les principes de la méthode connue sous le nom de *drift-mining*.

Il reste un problème accessoire à résoudre : c'est celui de l'évacuation des débris; ce problème n'a pas ici, il est vrai, l'importance capitale que nous lui avons reconnue dans la méthode hydraulique, eu égard à l'échelle restreinte sur laquelle on travaille.

Pour fixer les idées, il suffit de mettre en parallèle les 2 ou 300 mètres cubes, extraits par jour de *drift-claims* importants et les 75.000 mètres cubes que certaines mines hydrauliques doivent pouvoir évacuer journellement ; néanmoins, pour éviter des complications ultérieures, il est bon de porter sur ce point, dès le début, une sérieuse attention.

Un dernier problème, dont l'importance est primordiale pour le succès de l'opération, est l'approvisionnement de l'eau nécessaire au traitement du gravier, soit qu'on le lave dans les sluices, s'il est meuble, soit qu'on le broie dans un moulin, s'il est *cimenté*.

D'ordinaire le chenal lui-même fournit, par infiltration, l'eau nécessaire à ces opérations ; aussi a-t-on soin de recueillir cette eau et de l'emmagasiner pour régulariser son débit.

Avant de se lancer dans une entreprise de *drift-mining*, il est indispensable de vérifier l'existence d'eaux souterraines suffisantes, par l'étude des mines ouvertes sur le même chenal, ou, mieux encore, d'assurer le succès des opérations futures par l'établissement d'un abondant approvisionnement d'eau en toute saison, cette eau étant empruntée à une source placée à un niveau assez élevé pour arriver naturellement sur les travaux et permettre leur extension. En un mot, il ne faut pas reculer devant les dépenses d'achat de sources, de terrains, de barrages, de conduites ; et cela d'autant moins que l'on peut ordinairement recouvrer, en partie, le montant de ces dépenses par la revente de l'eau surabondante à d'autres entreprises *moins bien avisées*.

Travaux préparatoires. — Cartes et plans. — En face des multiples incertitudes que je viens d'énumérer, on comprend que, lorsqu'il s'agit d'établir une mine de gravier dans une région déjà ouverte à ce genre d'industrie, le mieux est, pour se rendre compte des chances de réussite, d'étudier soigneusement les *mines voisines* qui travaillent, en amont ou en aval, le chenal que l'on se propose d'exploiter.

Une carte sommaire, sur laquelle sont reportés tous les travaux environnants, la position du chenal dans ces travaux, celle des *rims* dans tous les points où on peut les discerner par la nature même des terrains qui encaissent le lit caché de la rivière souterraine, tout cela forme un ensemble de documents qui peut fixer les

idées sur la probabilité du passage du chenal dans la concession ou *claim* dont on s'occupe.

Ce premier point établi, l'étude des mines voisines déterminera, d'après ce qui a été dit plus haut, *la richesse moyenne probable*. Il reste alors à dresser une seconde carte plus détaillée et très soigneusement faite, donnant non seulement la topographie du *claim*, mais celle de toute la région environnante ; le cours du chenal dans ses portions connues doit y être marqué, et l'on doit s'efforcer de reconstituer l'ancienne vallée par l'étude des roches encaissantes, en marquant, sur la carte, les affleurements des *rims* de cette rivière. Ce travail géodésique n'a pas seulement pour but de fixer, dans la mesure du possible, le cours du chenal, il doit servir, en outre, à déterminer les points d'attaque les plus avantageux. Dans ce but, toutes les vallées découpant le terrain doivent être relevées avec leurs cotes et leurs courbes de niveau.

L'inexactitude des plans peut entraîner de telles conséquences, ainsi qu'on le verra tout à l'heure, qu'on ne doit pas reculer devant les dépenses *souvent très considérables* que nécessite la confection de ce plan de surface.

Prospection. — La prospection du chenal doit presque toujours être effectuée par des puits creusés à partir de la surface, car les rares points où le chenal affleure dans les vallées actuelles sont généralement déjà entre les mains des premiers occupants, à cause de la facilité même de leur découverte. D'autre part, les galeries au rocher, destinées à recouper le chenal, sont presque toujours trop coûteuses pour être entreprises simplement comme travaux de recherches.

L'emplacement des puits de prospection ayant été convenablement choisi sur le tracé du chenal, ces puits sont forés à travers la coulée lavique et à travers l'alluvion totale jusqu'au *bed-rock*.

Lorsque l'on suppose que la profondeur d'un puits ne doit pas dépasser 50 mètres, on peut se borner à donner à ce puits la forme circulaire et un diamètre strictement suffisant pour qu'un homme puisse y travailler. Un simple tour à bras suffit alors pour l'extraction, et l'on n'a besoin, pour maintenir l'excavation, que d'un boisage sommaire, qui peut même quelquefois être entièrement évité.

Dans ces conditions, et suivant la dureté du gravier, on estime,

aux États-Unis, que le coût du mètre de fonçage varie entre 40 et 200 francs.

Si la profondeur du puits doit être supérieure à 50 mètres et si l'on s'attend à une venue d'eau considérable, il est plus prudent de foncer un puits ordinaire de mine, à section rectangulaire, que l'on boise, et au moyen duquel l'extraction des déblais et l'épuisement de l'eau se font, soit avec un manège, soit même à l'aide d'une petite machine à vapeur. Ce puits peut, en outre, servir ultérieurement à l'aérage des travaux.

Le puits ayant atteint le bed-rock, il faut encore entamer ce dernier, puisqu'il contient généralement de l'or sur 30 à 40 centimètres de hauteur, et pousser des galeries de reconnaissance à partir du puits en enlevant le bed-rock sur sa hauteur utile.

La constatation de la richesse du gravier de ce puits et de ces galeries est obtenue par un lavage au sluice.

Lorsque l'étendue du *claim* est considérable, on doit foncer plusieurs de ces puits de prospection, ce qui, indépendamment de l'avantage de mieux définir la richesse de la concession, procure le moyen de déterminer les cotes du chenal en différents points et, dans une certaine mesure, *la pente de son thalweg*. Cette détermination a une grande importance au point de vue de la fixation du point d'attaque du tunnel à creuser, travail pour lequel on ne saurait rassembler avec trop de soin les éléments géodésiques permettant de l'entreprendre sans trop d'incertitudes.

Travaux miniers. — *Galerie au rocher* ou *tunnel principal.* — Une *mine de gravier* est travaillée, de préférence, au moyen d'une galerie au rocher ou *tunnel* (*fig.* 149) creusé, tantôt à partir du flanc de la montagne principale, tantôt à partir d'une ravine secondaire, toutes les fois que cela est praticable, c'est-à-dire lorsque la longueur probable du tunnel ne doit pas être trop considérable.

Une extension de 500 mètres est assez commune et, suivant l'importance du *claim*, il arrive fréquemment que l'on doit entreprendre des galeries beaucoup plus longues. Lorsque au contraire, d'après l'inspection des plans topographiques, on reconnaît l'impossibilité de recouper le chenal en galerie, ou encore lorsque cette galerie serait trop longue et trop dispendieuse, il est nécessaire de la remplacer par des puits verticaux ou inclinés.

Examinons d'abord la première des deux hypothèses.

Le percement d'un tunnel exige, en premier lieu, la détermination de son point d'attaque, qui doit être choisi de telle sorte que le tunnel aboutisse au *fond même du chenal*. La solution est différente, suivant que la partie supérieure de l'alluvion ou *rim-gravel* a été mise à nu par les érosions, ou que le chenal est entièrement caché.

Fig. 149. — Le tunnel d'une mine de gravier.

Dans le premier cas, le tunnel est commencé à quelque distance au-dessous de la couche apparente et poussé, en montant, avec une faible pente, jusqu'à ce qu'il atteigne le gravier ; à partir de ce point on fonce une galerie en descente (*winze*) fortement inclinée et conduite jusqu'à la surface du bed-rock.

Dans le but de déterminer le thalweg du chenal, la surface du bed-rock est suivie par une galerie percée normalement au thalweg, jusqu'à ce que la galerie rencontre une inclinaison de sens contraire ; on admet généralement alors qu'elle a atteint la rive opposée. Il arrive quelquefois cependant que le chenal a deux branches

ou qu'il présente, dans son intérieur, des élévations et des dépressions ; aussi ne doit-on pas s'arrêter, pour fixer la largeur du chenal exploitable, à la seule indication du changement de pente des *rims*.

Dans le second cas, c'est-à-dire lorsque le chenal a un cours entièrement caché, la position du point d'attaque du tunnel et les conditions de son exécution se déduisent des données fournies par les travaux géodésiques et par les travaux de prospection, au moyen des considérations suivantes :

En premier lieu, le tunnel doit atteindre le thalweg et *passer sous le fond du chenal plutôt que déboucher trop haut*. En effet, le double usage auquel il doit servir: le drainage des eaux de la mine et l'extraction du minerai, seraient irrémédiablement compromis si cette galerie était installée à un niveau supérieur au plan d'eau.

Quel que soit le soin apporté à la détermination du point d'attaque, il arrive quelquefois que cette dernière circonstance se produit; si l'on veut alors se dispenser d'ouvrir un nouveau tunnel situé à un niveau inférieur, on est obligé de recueillir l'eau dans un puisard, et de l'enlever soit avec un siphon, soit avec des pompes mues par des roues hydrauliques.

Pour être certain de tenir le tunnel dans le bed-rock et de le faire déboucher au-dessous du thalweg, on choisit pour son entrée un point beaucoup plus bas que le lit du chenal, la différence de niveau ainsi adoptée dépendant de la pente à donner au tunnel, enfin de la longueur du terrain que l'on entend travailler.

Toutes ces conditions, à l'exception de la pente du tunnel qui est réglée par la pratique, ne sont déterminées que d'une manière approximative par les travaux de prospection ; il est donc prudent de prendre une grande marge si l'on veut se mettre à l'abri des erreurs de calcul provenant des données incertaines.

Lorsque, malheureusement, le premier tunnel est percé trop haut, il est souvent nécessaire d'en ouvrir un ou plusieurs autres à un niveau inférieur, ou de travailler à l'intérieur avec des puits ou des *descenderies*, conditions défavorables à l'économie du travail.

En second lieu, la pente uniforme du tunnel doit permettre le drainage facile des eaux, ainsi que le roulage commode des minerais. Cette pente est ordinairement calculée à raison de 1 centimètre 1/2 à 2 centimètres par mètre.

En troisième lieu, la section doit être suffisante pour l'établissement d'une ou même de deux voies ferrées permettant le va-et-vient des wagonnets.

Dans les grandes mines, on donne généralement au tunnel une hauteur de 2 mètres avec une largeur d'environ 2 mètres à la base et de 1^{m},60 au sommet, lorsque le tunnel est destiné à ne recevoir qu'une voie unique; l'on porte à 3^{m},60 la largeur à la base lorsque deux voies sont établies. Toutes ces mesures sont prises en *dedans* des cadres de boisage.

En quatrième lieu, les schistes, dans lesquels le *travers-bancs* est ordinairement creusé, étant sujets à s'ébouler, à glisser ou à produire des gonflements du sol, on doit assurer la conservation de la galerie par un solide boisage. Les cadres sont en rondins de 25 à 30 centimètres de diamètre, et l'on place, en outre, des bois de garnissage au-dessus des sommiers et en dehors des cadres. En Californie, les essences employées sont généralement le *pin* (*spruce*) et le *cèdre*, qui couvrent les terrains de la concession ou les terrains avoisinants.

Enfin, les dimensions de l'ouvrage en question étant considérables et sa rapide exécution généralement urgente, il est convenable de prévoir l'installation de compresseurs à air et celle d'un système de perforation mécanique (*air-drills*). Les salaires étant très élevés aux États-Unis, ce système procure, en effet, une notable économie, surtout lorsque l'on a à sa disposition une force motrice hydraulique; dans tous les cas, il abrège de beaucoup la durée du travail, et diminue la période improductive que l'on est forcé de traverser avant l'ouverture des travaux d'exploitation proprement dits.

La dynamite est employée pour faire sauter les variétés de roches les plus dures; mais la poudre ordinaire a un effet plus efficace dans les roches schisteuses qui, d'ordinaire, constituent les terrains à recouper.

Mentionnons, en terminant, que la position du point d'attaque choisi doit être telle que l'on puisse facilement loger les débris de l'exploitation, ou les évacuer sans nuire aux intérêts des propriétés inférieures.

Remontages (*Upraises*). — Aussitôt que l'on a creusé une longueur suffisante de tunnel pour que l'on puisse espérer avoir

au-dessus de soi le lit de l'ancienne rivière, il faut ouvrir des ouvrages montants à la recherche du gravier ; c'est par puits verticaux, *upraises*, que l'on procède à ce travail. Ces travaux préparatoires n'ont qu'une faible section, et on les multiplie à mesure de l'avancement du tunnel, suivant les indications qu'ils fournissent sur l'allure du gîte.

Traverses (*gangways*). — Lorsque le gravier exploitable (*pay-gravel*) est atteint, on suit le bed-rock par une *traverse* normale au cours du chenal, dans le but de déterminer la forme du lit de la rivière, son extension en largeur et la position de son thalweg.

Il est nécessaire de tenir cette galerie en partie dans le bed-rock ; d'une part, en effet, les travaux préparatoires, conduits dans ces conditions, sont fréquemment productifs, la richesse principale du gravier étant concentrée, comme nous l'avons vu, dans la couche inférieure du gravier et parfois aussi dans la partie du bed-rock en contact avec elle ; d'autre part, c'est seulement en suivant attentivement ce bed-rock que l'on peut se rendre compte des changements d'inclinaison qui déterminent la position exacte des *rims*.

Puits d'ouverture verticaux. — Lorsque, par suite de raisons déjà données, il n'est pas possible d'ouvrir par galeries une mine de gravier, on doit se résoudre au fonçage de puits d'extraction.

Les dépenses de creusement qu'entraîne ce dernier genre de travail sont, il est vrai, moins considérables que celles auxquelles conduit le percement des travers-bancs, qui comportent généralement de plus grandes dimensions ; mais, comme il est nécessaire, d'élever, dans ce cas, tout le gravier et toute l'eau jusqu'à la surface — ce qui entraîne des dépenses de premier établissement assez considérables pour les machines d'extraction et d'épuisement, et pour les frais journaliers du sortage — on comprend qu'une mine travaillée, par puits, doive avoir une teneur supérieure à celle d'une mine analogue travaillée à l'aide d'un tunnel, chaque fois que l'extension du roulage intérieur reste à peu près dans les mêmes limites.

Nous ne nous étendrons pas sur les détails de creusement et d'installation de ces puits, qui ne diffèrent guère des puits de mine ordinaires. Ils sont à plusieurs compartiments, dont l'un est réservé à l'installation des pompes ; ils doivent, d'ailleurs, être toujours solidement boisés.

Chaque fois que l'eau est en abondance, ou que l'on peut disposer de chutes considérables, il convient de faire usage de roues hydrauliques pour actionner les machines d'extraction et les pompes d'épuisement.

Cette solution est fréquemment adoptée en Californie, où l'on fait usage tantôt de *roues en dessus*, tantôt de roues à grande vitesse du type appelé *Pelton wheels*, tantôt enfin de turbines ou de tout autre type de moteur hydraulique perfectionné.

Une fois que toute l'épaisseur des terrains volcaniques et de l'alluvion sous-jacente a été traversée et que le bed-rock a été atteint, les travaux de reconnaissance qui restent à entreprendre sont identiques à ceux que j'ai décrits dans le cas d'un tunnel.

Quant au découpage de la mine et à son exploitation, ils se font, dans l'un et l'autre cas, d'après la méthode qui me reste à décrire.

Travaux d'exploitation. — Mode d'exploitation. — Lorsque le tunnel principal a été poussé jusqu'au-dessous du centre du chenal, un puits vertical (*winze*) ou un puits incliné (*incline*) est percé à travers le bed-rock jusqu'au gravier.

Le gravier à exploiter étant ainsi atteint, on se trouve en présence d'une couche plus ou moins régulière, faiblement inclinée, et dont l'épaisseur dépasse rarement 2 mètres; aussi la méthode d'exploitation qu'il convient de lui appliquer ne diffère-t-elle pas notablement de celle que l'on emploie en tous pays pour des gîtes minéraux de constitution analogue. Elle peut se résumer comme suit :

Une galerie principale de roulage, mise en communication avec le tunnel de sortie par l'intermédiaire du puits dont je viens de parler, est poussée dans le centre du chenal, en remontant la pente de ce dernier; des *traverses*, espacées de distance en distance partent à angle droit de chaque côté de la galerie principale pour aboutir à chacun des *rims* du chenal, formant ainsi le réseau de découpage de la mine en massifs que l'on abat par grandes tailles.

Voici quelques détails sur le mode d'établissement et de fonctionnement de ces divers travaux.

Puits intérieur vertical ou incliné (*winze*, *incline*). — Le puits de

communication est toujours construit à deux compartiments, l'un réservé pour la descente du gravier, l'autre contenant le tuyau destiné à conduire les eaux de la mine au canal d'écoulement ménagé dans le tunnel, ce canal pouvant consister soit en une simple rigole creusée dans le sol, soit en un canal en bois placé sur l'un des côtés du tunnel. Ce dernier compartiment est, en outre, affecté aux échelles.

Dans le cas le plus fréquent d'un puits vertical, le compartiment destiné au minerai forme un couloir (*chute*), fermé par une trappe, dans lequel on déverse les wagonnets de gravier venant des chantiers. En ouvrant la trappe inférieure, le minerai est chargé automatiquement dans les wagonnets de dimension plus considérable (*cars*) qui circulent dans le tunnel de sortie.

Lorsque le puits est incliné, il est desservi, généralement, par un *plan incliné automoteur*, permettant la descente des wagonnets chargés et la remontée des wagonnets vides.

Galerie principale (*main-tunnel*). — La galerie principale doit être creusée vers l'amont du chenal et aussi près que possible de son centre. On la tient soit entièrement dans le *bed-rock*, soit dans le gravier, soit plus communément en partie dans l'un et en partie dans l'autre, car cette disposition permet de suivre, sans crainte de s'égarer, le *thalweg* de la rivière et de profiter de la richesse généralement contenue, comme on sait, dans la partie supérieure du *bed-rock*. La pente de la galerie, qui doit être toujours régulière, exige souvent, en outre, que l'on attaque plus ou moins profondément le bed-rock, par suite des inégalités du thalweg.

Cette galerie à large section, habituellement de mêmes dimensions que le tunnel de sortie, doit être solidement boisée, car elle est destinée à durer pendant tout le cours de l'exploitation. On laisse, en outre, sur chacune de ses parois, des *massifs de protection*, qui ont 10 mètres au moins d'épaisseur, et qui ne sont repris qu'à la fin de l'exploitation.

La galerie principale, a en général $2^m,50$ à 3 mètres de hauteur; 3 mètres à $3^m,50$ de largeur à la base et $2^m,80$ à $3^m,20$ au sommet.

Galeries en travers (*gangways*). — Les galeries de découpage de gîte sont tracées alternativement de chaque côté de la galerie principale, à 10 mètres environ de distance les unes des autres, de manière à former des massifs de 20 mètres de côté. Ces galeries

sont poussées jusqu'aux *rims* et, comme la largeur du chenal varie de 30 à 200 mètres, il y a lieu, dans le cas d'une largeur considérable, d'ouvrir d'autres galeries de découpage intermédiaires parallèles à la galerie principale. Dans le cas d'une faible largeur, il suffit de tracer les deux galeries extrêmes qui suivent la pente et longent les *rims* du chenal.

Par les motifs déjà signalés à propos de la galerie principale, ces galeries sont en partie creusées dans le bed-rock qui, sur une épaisseur de 30 à 50 centimètres, peut souvent contenir assez d'or pour motiver son abattage. On leur donne, en outre, la hauteur du gravier exploitable (*pay-gravel*) qui s'élève, en moyenne, à 1 mètre ou 1^{m},50 environ au dessus du *bed-rock;* enfin leur largeur doit être suffisante pour l'établissement d'une petite voie ferrée qui doit suivre de près l'avancement de la galerie, qui sert pour l'évacuation des déblais et pour le service des *tailles.*

Grandes tailles. — Les tailles sont commencées aussitôt que la galerie en travers a dépassé le massif de protection de 10 mètres, laissé de chaque côté et le long de la galerie principale.

Elles vont d'une traverse à l'autre, et on les conduit en gradins de manière à enlever la totalité du gravier *payant.*

La hauteur des chantiers est dès lors variable ; en général, la hauteur du gravier qu'il y a convenance à extraire varie de 1^{m},20 à 2^{m},50 ; mais quelquefois la plus grande partie de l'or se trouve dans les trente premiers centimètres au-dessus du bed-rock ; dans ce cas, on n'abat que juste assez de gravier pour que le travail soit possible, si bien que la hauteur du chantier est alors réduite à 1 mètre environ. Par contre, on a vu exceptionnellement cette hauteur aller jusqu'à 7 ou 8 mètres.

Le *toit* des tailles est supporté par des *étais* provisoires avec planches en *sommiers;* on construit, en outre, des piliers de soutènement intermédiaire avec les gros blocs ou *boulders* stériles trouvés dans l'exploitation.

Aussitôt qu'une taille est terminée, on retire, autant que faire se peut, les étais provisoires, et on laisse le terrain s'ébouler. L'éboulement ne se produit jamais assez soudainement pour mettre en danger la vie des ouvriers. Quelquefois le gonflement du bed-rock hâte le remplissage des tailles abandonnées.

Abatage et boisage. — Ainsi qu'on l'a déja expliqué, le gravier

est tantôt assez meuble pour pouvoir être simplement abattu au pic, tantôt assez dur, à cause du ciment qui en relie les divers éléments, pour exiger l'emploi de la poudre ou de la dynamite.

Dans ce dernier cas, les trous, souvent forés à l'aide de *drills* ou perforatrices mécaniques, ont, en général, 70 centimètres de profondeur et sont chargés, suivant la dureté du gravier, avec une ou deux cartouches de dynamite. C'est également à la dynamite que l'on fait sauter les très gros *boulders* qui, pendant la période d'ouverture de la mine, doivent être extraits au jour. La cartouche est simplement alors posée sur eux et recouverte de sable. Pendant l'exploitation, les *boulders* sont laissés en remblai dans les chantiers.

Si, le gravier est meuble, on doit prendre de grandes précautions pour mettre en place, dans la taille, les étais provisoires et les sommiers ; il faut les rapprocher d'autant plus que le terrain du toit est plus ébouleux. Il est même quelquefois nécessaire de travailler en faisant usage de *palplanches* en garnissage au toit, afin de se garantir des éboulements aux fronts de taille.

Roulage. — Le gravier abattu est conduit par les mineurs aussi près que possible des galeries transversales, où il est chargé dans des wagonnets par les rouleurs et poussé jusqu'à la galerie principale.

La pente de cette dernière galerie doit être suffisante pour laisser descendre naturellement deux ou trois *cars* avec un seul homme aux freins.

Le roulage, dans la galerie de sortie au jour, s'effectue à l'aide d'animaux et, quelquefois même par petites locomotives, si l'exploitation a un grand développement et si la distance à parcourir est considérable.

Aérage. — L'aérage des mines de gravier, comme celui de toutes les mines en général, est un point sur lequel on ne saurait trop porter son attention, *la quantité de travail produite par chaque ouvrier augmentant considérablement avec de bonnes conditions de ventilation.*

Dans le cas particulier des mines de graviers aurifères, ces conditions sont presque toujours faciles à remplir.

Les travaux sont généralement, en effet, en relation avec la surface : d'un côté, par le tunnel à grande section qui sert à la sortie des minerais et qui devient la voie d'accès de l'air ; de l'autre, par

un ou plusieurs puits. Aussi l'aérage s'établit-il naturellement, pourvu que l'on ait soin de faire circuler l'air, à l'aide de portes convenablement disposées, sur les divers fronts de taille.

Lorsque la différence de température n'est pas suffisante pour provoquer la circulation naturelle de l'air, on a recours aux moyens bien connus pour activer ou pour produire cette circulation, soit en faisant un appel d'air à la surface à l'aide de foyers, soit en employant les ventilateurs.

Les forces hydrauliques, que l'on a souvent à sa disposition dans les contrées aurifères, permettent l'emploi économique de ce dernier moyen.

Matériel de mine. — La voie, dans les travaux, doit toujours être soigneusement établie ; on a renoncé presque partout aux rails en bois et même aux rails en bois recouverts de feuillards. On emploie, pour l'intérieur, des rails en fer ou en acier, pesant 7 à 9 kilogrammes par mètre. Leur écartement varie de 40 à 55 centimètres. La voie principale du tunnel de sortie, sur laquelle circulent des cars plus lourds, est garnie de rails de 20 kilogrammes, ou plus, suivant le mode de traction adopté.

Les dimensions des wagonnets ou *cars* sont calculées en supposant que 17 pieds cubes d'argile ou 18 pieds cubes de *gravier en place*, soit 27 pieds cubes de *gravier abattu et sec*, pèsent *une tonne* ; en d'autres termes, qu'*un mètre cube de gravier abattu* pèse $1^{T},350$.

Définition du " Car-Load ". — Les *cars* de l'extérieur sont, en général, d'une capacité double de celle des cars de l'intérieur, et leur contenu, sous le nom de *car-load*, est l'unité suivant laquelle on calcule, en Amérique, l'extraction journalière et le rendement. Comme on donne, en général, aux *cars* une capacité de 16 à 20 pieds cubes, les explications qui précèdent montrent que le *car-load* contient, en général, de 600 *à* 750 *kilogrammes de gravier*.

Les *cars* sont construits ordinairement en tôle ; cependant les caisses en chêne sont encore quelquefois employées.

Il est bon d'avoir, pour l'intérieur, quelques wagonnets bas, à plate-forme, sur lesquels on puisse charger commodément les gros *boulders*.

Lavage des graviers, récolte de l'or et évacuation des débris. — Lavage du gravier. — Deux procédés sont employés pour retirer l'or contenu dans le gravier, suivant que celui-ci est meuble ou cimenté. Dans le premier cas, on effectue le lavage au sluice ; dans le second, on doit avoir recours à un broyage préalable, et les moyens mis en œuvre ne diffèrent alors que par quelques détails de ceux qui permettent de retirer l'or du quartz aurifère. Je renverrai donc au chapitre premier de la deuxième partie, consacré à

Fig. 150. — Gravel Mine (le lavage du minerai extrait).

l'étude du traitement des quartz *à or libre*, pour tout ce qui a trait aux graviers cimentés.

En ce qui concerne les graviers meubles, la méthode de lavage au sluice qu'on leur applique est analogue à celle que j'ai longuement décrite en parlant de la méthode hydraulique ; je me bornerai donc à indiquer les détails spéciaux d'installation qui dérivent des conditions particulières du gisement.

Le gravier extrait de la mine est mis en tas (*dumped*) dans un vaste réservoir ou trémie (*ore-bin*), du fond duquel part un cours de *sluices* avec *riffles*. Un courant d'eau est dirigé sur le minerai qui est entraîné dans les sluices (*fig.* 150).

Examinons successivement les différentes phases de ce travail.

Conduite du gravier au dump de lavage. — L'entrée du tunnel est le plus souvent placée au haut d'un ravin à bords escarpés,

et la voie ferrée qui s'éloigne du tunnel se divise, dans toutes les grandes mines, en deux ou trois branches. La branche principale court, sur chevalets, au-dessus du réservoir habituellement construit à la bouche même du tunnel pour emmagasiner les eaux de la mine ; cette branche aboutit au bâtiment qui renferme le tas de minerai destiné au lavage (*dump-house*). Le réservoir à minerai (*ore-bin*) est souvent construit en recouvrant simplement les côtés abrupts du ravin avec des planches garnies de tôles sur leur face supérieure.

Une seconde branche court sur l'un des côtés du ravin et sert pour accumuler, dans un *dump* spécial, le gravier des galeries ou des parties de terrain que l'on veut *prospecter*, de façon à pouvoir laver séparément chaque lot de gravier qui provient de ces prospections. Cette voie n'est pas indispensable, et l'on se contente quelquefois de la voie principale pour amener au dump-house sur une aire séparée, le gravier d'essai.

La troisième branche court sur le côté opposé du ravin, jusqu'à une certaine distance au-delà des sluices ; elle sert au transport des roches stériles, en particulier de celles qui proviennent de l'ouverture du tunnel ; ces roches sont déversées en tas dans un endroit convenablement choisi, de manière à ne pas gêner les travaux ultérieurs.

Dans les mines de peu d'importance, on se contente d'une seule voie à la sortie du tunnel.

Toutes ces voies sont, en général, recouvertes (*roofed*) par des toitures en planches, de manière à être protégées contre la neige et contre la pluie.

Approvisionnement et quantité d'eau employée. — Ainsi que je l'ai fait observer, la plupart des mines de gravier offrent des *venues d'eau* suffisantes pour les besoins du lavage. On doit toujours emmagasiner ces eaux dans un réservoir capable de recevoir toute l'eau qui s'écoule de la mine en vingt-quatre heures.

Ce réservoir est établi d'habitude à la bouche même du tunnel.

La quantité d'eau employée dans une mine de gravier est loin d'être aussi considérable que celle que comporte la méthode hydraulique ; mais, toutes proportions gardées, elle ne laisse pas que d'être importante, puisque l'on compte que l'équivalent *d'un pouce de mineur en vingt-quatre heures*, soit environ 62 mètres cubes, peut

servir à laver de 10 à 15 mètres cubes de gravier, suivant la nature de ce dernier et la facilité qu'il présente à se désagréger.

L'eau est lancée sur le gravier du *dump-house*, sous une pression de 15 à 30 mètres, au moyen d'un tuyau dont l'ajutage présente d'ordinaire un orifice de 5 centimètres, ainsi que l'indique la photogravure (*fig.* 150), se rapportant à l'installation de la mine de *Golden-River* (Californie).

Disposition des sluices. — Les sluices de lavage sont construits de la même façon que les sluices déjà décrits dans l'exposé de la méthode hydraulique (p. 366). On leur donne, en général, une profondeur de $0^m,45$ à $0^m,50$; ils sont établis avec une pente moyenne de $0^m,02$ à $0^m,025$ par mètre.

La longueur du cours de sluice n'a pas besoin d'être très considérable, eu égard à la faible pente qu'on lui donne; en général, cette longueur varie de 50 à 100 mètres; néanmoins, comme le sluice a non seulement pour but de retenir l'or, mais aussi d'évacuer les débris jusqu'à un point où ils peuvent être déversés sans inconvénient, il est des cas où la longueur du sluice atteint plusieurs kilomètres.

Les sluices sont ordinairement pavés en bois, comme nous l'avons indiqué à propos du traitement hydraulique (p. 367).

Lavage au sluice, nettoyage et décharge des tailings. — Le lavage est fait d'une façon intermittente, une fois par jour, ou plus fréquemment si la quantité de gravier est considérable.

L'or fourni par la couche exploitée dans les mines de gravier est habituellement assez *gros* pour qu'il ne soit pas nécessaire d'ajouter du mercure dans les *riffles*. Quelquefois cependant, quand on a reconnu l'existence de l'*or fin* et lorsqu'on donne une grande longueur au sluice, on ajoute du mercure dans le cours inférieur des sluices, ainsi que je l'ai déjà maintes fois expliqué.

Il est à peine besoin de répéter que, plus l'or est fin, plus on rencontre de difficultés à le retenir ou à le *sauver*, suivant l'expression américaine.

Le sluice de décharge est conduit, en général, jusqu'à un ravin latéral où se déposent, au moins en partie, les matières qui ont abandonné leur or en cours de route.

Ces *tailings* sont souvent repris et relavés au bout d'un certain temps dans un nouveau cours de sluices; ils se délitent, en effet,

par leur exposition à l'air et permettent ainsi de récupérer une partie de l'or échappé au premier lavage. Quelquefois même, après que la partie disponible du chenal a été épuisée, on travaille une troisième fois ces *tailings* de l'exploitation. On y trouve encore de quoi réaliser une retraite honorable.

Le nettoyage des sluices est fait avec les précautions précédemment indiquées; on procède à ce travail aussitôt après le lavage, de manière à se prémunir contre le vol. Néanmoins, lorsque les sluices atteignent une grande longueur, le nettoyage s'effectue par sections et seulement chaque huitaine ou chaque quinzaine; un nettoyage général (*clean-up*) est, en outre, effectué deux fois par an, lorsqu'il s'agit de retourner les *blocs* usés dans le sluice et de remplacer ceux qui sont hors d'usage.

Conditions économiques du travail des mines de gravier. — **Considérations économiques générales.** — Les conditions économiques de l'ouverture et de l'exploitation d'une mine de gravier sont excessivement variables.

La position topographique du chenal, entraînant le creusement de puits ou l'ouverture de galeries dans une roche plus ou moins dure, forme le premier élément d'appréciation dans le devis des dépenses d'ouverture.

Pour fixer les idées, je citerai quelques chiffres relatifs à des mines de ce genre en Californie.

La compagnie *Hidden Treasure* sur le *Forest Hill divide*, dans le Comté de *Placer*, possède un tunnel de 800 mètres de longueur, creusé dans un schiste tendre ne nécessitant que rarement l'emploi de la poudre. Le prix de revient de ce tunnel, creusé *par contrat*, a été d'environ 60 francs le mètre courant, les bois de soutènement et la voie étant comptés à part; il en est résulté un prix de revient total de 70 francs environ par mètre courant.

Pour évaluer les dépenses d'installation d'une mine de graviers, je ne saurais mieux faire que de citer l'exemple de la mine de *Golden-River;* les chiffres suivants, obligeamment communiqués par la Direction de l'entreprise, se rapportent à l'exécution de son tunnel, dont la longueur atteint 1.606 pieds, soit 482 mètres.

PRIX DE REVIENT DU TUNNEL DE GOLDEN-RIVER

1° *Dépenses fixes d'installation*

	$	francs
Route de raccordement, captage et distribution des eaux, sentiers, plates-formes, etc.	600	soit 3.120
Compresseur à air, matériel de perforation mécanique, chaudière, tuyautage, alimentation, montage des machines, tuyaux d'eau pour le tunnel et tuyaux à air comprimé	7.750	40.300
Chaux, briques, matériaux bâtiment des machines, magasin, écurie, poudrière, bureaux, cabine (tous ces bâtiments en planches)	2.800	14.560
Rails, bois, wagonnets, forge, fleurets, petit matériel, divers.	1.865	9.698
Plans, dessins, arpentage, fret, charrois, travaux divers	1.265	6.578
TOTAL	14.289	74.256

2° *Dépenses proportionnelles par pied de tunnel*

	$	francs
Salaires et appointements	8,50	44,25
Approvisionnements, poudre, dynamite, bois à brûler, bougies, charbon de bois, mèches, boisage	4,08	21,20
Dépenses diverses	0,66	3,45
TOTAL par pied de tunnel	13,24	68,95

En d'autres termes, *le prix du creusement d'un tunnel* dans les conditions de la mine de Golden-River *peut être évalué à* 210 *francs le mètre*, en dehors des 75.000 francs environ que nécessite l'installation première.

Le creusement du tunnel que je viens de citer a été exécuté à raison de 7 pieds 1/2 à 8 pieds par jour environ, ce qui veut dire qu'une période de huit mois a suffi pour son percement total, sa longueur s'élevant à 485 mètres.

Dans des roches dures, le prix du mètre de tunnel peut atteindre et même dépasser 300 francs par mètre. Le percement du tunnel, comme tous les travaux *au stérile*, doit être entrepris *par contrat*.

Le prix des bois de soutènement est aussi un des éléments importants du prix de revient. Ordinairement, dans un pays boisé comme la Californie, où les entreprises minières sont d'ailleurs favorisées par les lois et usages sur la matière, on trouve, soit sur les terrains du *claim*, soit aux alentours, tout le bois nécessaire, et l'on n'a que la peine de le faire abattre et de le transporter.

Ce travail est habituellement donné à l'entreprise. Il n'est pas

rare d'avoir à employer, dans une mine un peu développée, 10 à 12.000 pièces de bois rondins, sans compter les bois du garnissage. Huit à dix ouvriers sont suffisants pour opérer la coupe du bois, et cela en travaillant seulement dans la saison d'été.

Le prix de la main-d'œuvre est généralement fort élevé dans les districts aurifères; pour la Californie, en particulier, les salaires des mineurs varient de $ 2,50 à $ 3,50 soit de fr. 13,33 à fr. 18,37 par jour; celui des ouvriers spéciaux, forgerons et charpentiers, est encore bien plus élevé. Il est vrai que le *rendement* par ouvrier dans les mines de gravier, *comme au reste dans toutes les mines américaines*, est *supérieur* au rendement habituel dans d'autres contrées minières.

On compte, en effet, une production moyenne de quatre *car-loads* de gravier, soit, d'après les explications fournies, environ 2^{T},500 à 3 tonnes par *ouvrier total* employé dans la mine. Cette quantité varie nécessairement avec le développement des galeries de découpage et de roulage, le nombre de gros boulders rencontrés dans le gravier, la hauteur de bed-rock à entamer et enfin la dureté du gravier lui-même.

Dans les graviers cimentés, par exemple, on estime deux *car-loads* seulement, soit 1^{T},250 à 1^{T},500 comme étant le rendement normal par journée d'ouvrier total.

Le nombre des ouvriers mineurs et rouleurs varie, en général, entre 25 et 75, suivant l'importance de la mine. Le travail de lavage proprement dit n'exige qu'un seul homme.

Une remarque sur laquelle il convient d'appeler l'attention des lecteurs est la *simplicité* du *mécanisme administratif* des mines de gravier. Un *superintendant* et un *commis* aux écritures forment tout le personnel administratif. Cette simplicité se retrouve, du reste, dans toutes les exploitations minières de l'Amérique, où l'on est peu habitué au *luxe d'employés et d'ingénieurs de tout ordre* qui grèvent singulièrement les frais généraux de mines européennes ou de celles, en pays étranger, qui sont administrées suivant les habitudes françaises.

Richesse des chenaux. — Il est assez difficile d'estimer la richesse moyenne des chenaux anciens d'après les données que l'on peut recueillir dans les régions où l'on travaille ce genre de gisements.

En Californie, en particulier, on estime d'ordinaire la richesse d'après le rendement au *car-load*, unité essentiellement variable, ainsi que nous l'avons fait remarquer. Quelquefois on la définit d'après le rendement au *pied linéaire* de chenal, en ne tenant compte ni de la largeur de celui-ci, ni de l'épaisseur variable de la couche de *gravier payant*. Il serait plus rationnel de l'estimer au mètre carré de surface de chenal ou, mieux encore, à la tonne de minerai utilisable.

Dans les mines de gravier, comme dans tous les autres gisements alluvionnaires étudiés dans cet ouvrage, on a rencontré des cas isolés de richesses extraordinaires; c'est ainsi que l'on a conservé le souvenir de *car-loads* ayant produit 50.000 francs chacun, et que l'on cite l'exemple d'une mine dans laquelle 15 ares de chenal ont fourni 4 millions de francs. Mais, je me hâte de le dire, le gravier actuellement travaillé est beaucoup moins riche, ainsi que le montrent les chiffres suivants :

Dans la *Bald mountain mine* du comté de *Sierra* (Californie), qui a été travaillée d'une manière systématique depuis 1872 et qui peut être considérée comme un type des mines de genre, on a constaté que, sur 1.150 mètres environ de chenal exploité, la moyenne du rendement par mètre courant de chenal, avait été de 8.120 francs, l'exploitation ayant donné un produit général de 9.400.000 francs environ.

La dépense correspondante étant de 4.200 francs par mètre courant de chenal, le bénéfice réalisé a donc été de 4.570.000 francs environ pour la longueur exploitée.

Le rendement était en moyenne de $2,17 ou de 11 francs environ par car-load, soit de fr. 9,20 par tonne de minerai.

A la *Mabel mine*, *North Bloomfield*, la teneur est descendue à $1,55 ou fr. 8,15 par *car-load*.

Limite d'exploitabilité. — D'une manière générale, on estime que, dans les circonstances ordinaires, la richesse minimum d'une mine de gravier exploitable doit être voisine d'*un dollar par yard cubique de gravier extrait* ou, en d'autres termes, s'élever à fr. 6,80, correspondant à 2 *grammes d'or fin par mètre cube ;* mais, en général, la teneur, comme aussi le prix de revient d'exploitation de ces graviers, *sont supérieurs à ces chiffres.*

Le chenal travaillé dans la *Forest-Hill divide* a produit environ 5 millions de francs par *mille* de longueur, soit 3.150 francs par mètre courant de chenal.

Si l'on veut rapporter à l'unité de superficie la richesse des chenaux exploités, on trouve qu'en Californie cette richesse varie de 250.000 francs à 1 million par hectare, correspondant à un rendement de 25 à 100 francs par mètre carré de surface de chenal.

Il convient de rappeller, en dernier lieu, pour fournir un autre élément d'appréciation, que l'épaisseur exploitable varie de 1 à 2 mètres.

Le tableau suivant donne le détail du prix de revient par yard cube dans cinq importantes mines de gravier en Californie.

ÉLÉMENTS DU PRIX DE REVIENT par yard cube (0m3,750)	MINE de CAMERON	MINE de CARROL	MINE de HARDSCRABLE	MINE de HART et HENRY et D'OAKX GROVE	MINE de SIWASH
	frs	frs	frs	frs	frs
Main-d'œuvre.....	4,760	5,740	5,00	5,740	3,30
Boisage.....	0,750	1,580	1,55	1,580	0,75
Poudre (explosifs).....	.....	.....	.....	0,025	.....
Eclairage.....	0,100	0,320	0,25	0,320	0,10
Nourriture des chevaux.	0,100	0,135	0,10	0,135	0,10
Usure et réparations...	0,325	0,370	0,60	0,370	0,325
TOTAL par cubic yard.	6,035	8,145	7,50	8,170	4,575
TOTAL par mètre cube.	8,045	10,860	10,00	10,900	6,10

d. — EXPLOITATION DES ALLUVIONS GELÉES

Le phénomène du gel profond du terrain est connu depuis longtemps en Sibérie. J'en ai fait une analyse dans mes précédentes publications sur cette contrée ; je la résume brièvement comme suit :

J'explique ce phénomène du gel profond simplement par l'effet prolongé du climat actuel de la Sibérie et par la conductibilité du sol glacé par le froid, conductibilité qui, quoique faible, a fini par permettre aux calories négatives, plus nombreuses que les calories positives, de venir solidifier les eaux souterraines à des profondeurs qui nous étonnent au premier abord.

La courbe des régions, ayant une température annuelle moyenne inférieure à zéro, laisse en effet au Nord la majeure partie de la zone aurifère sibérienne, et notamment les placers de la Zéya et de la Transbaïkalie qui m'ont occupé plus spécialement. Elle comprend aussi toute la région Nord-Ouest du continent américain, notamment le Yukon, le Klondyke, le Cap Nome, etc.

Mais la température moyenne annuelle n'est pas le seul élément à faire entrer en ligne de compte, il faut considérer aussi la *durée* des périodes de gel et de dégel et l'*intensité* de l'une et l'autre de ces actions contraires. Je vais montrer que ces deux éléments d'appréciation concourent favorablement à l'accroissement pour ainsi dire *indéfini* du gel en profondeur.

Durée de la période. — Les observations météorologiques exactes sont encore rares en Sibérie Orientale. Il y a pourtant, à Irkoutsk, à Tchita, à Nertchinsk, à Nertchinskiy Zavod et à Blagoviestchensk, des stations météorologiques assez anciennes pour donner des moyennes méritant confiance. J'ai pu dresser, pour les quatre premières localités, le nombre moyen des jours pendant lesquels la température a été supérieure ou inférieure à zéro.

Température moyenne annuelle			à Nertchinsk.....	— 2°,7
—	—	—	à Nertchinskiy Zavod.	— 0°,6
—	—	—	à Irkoutsk.....	— 0°,1
—	—	—	à Tchita.....	+ 1°,6

Voici, d'autre part, d'après les très intéressants rapports de notre agent consulaire de France à Dawson City, M. Auzias Turenne, la moyenne des températures mensuelles dans cette localité, qui est aussi rigoureusement traitée par la nature que les régions les plus froides de la Sibérie Orientale, à latitude égale.

TEMPÉRATURE A DAWSON DE JUIN 1901 A JUIN 1902

Premier bateau arrivé du Haut Yukon à Dawson le 23 Mai 1901

TEMPÉRATURES MENSUELLES

Mois	Date	Maximum	Date	Minimum
Juin.....	19	26°,9	14	2°,7
Juillet.....	26	28°,3	21	5°,5
Août.....	23	23°,8	20	2°,2
Septembre....	12	20°,5	28	5°,5
Octobre.....	2	7°,7	31	— 24°,4

Premiers glaçons sur le Yukon : 25 Octobre

Mois	Date	Maximum	Date	Minimum
Novembre.....	6	— 0°,2	18	— 37°,5
Décembre.....	16	— 7°,7	31	— 47°,7

Derniers steamers du Haut Yukon le 8 Novembre
Prise des glaces sur le Yukon le 12 Novembre
Première poste arrivée par traîneaux le 18 Novembre

Mois	Date	Maximum	Date	Minimum
Janvier.....	28	— 7°,2	8	— 46°,9
Février.....	24	— 3°,3	2	— 43°,8
Mars.....	29	— 5°	14	— 42°,2
Avril.....	30	10°,5	10	— 24°,4
Mai.....	25	22°,2	1	— 55°,5

Débâcle le 11 Mai à 8 heures 45 du matin
Premier bateau du Haut Yukon le 18 Mai à 5 heures 10 du matin

Pour les environs immédiats de Nertchinsk, dans lesquels se trouve le placer Malamasky, au sujet duquel j'ai entrepris cette étude du gel profond, le rapport des jours froids aux jours chauds est de 200 à 165, ce dernier chiffre s'appliquant aux jours dont la température a été égale ou supérieure à zéro degré centigrade.

Pour représenter graphiquement cette différence (*fig.* 151), il suffit de porter sur l'axe des x les jours de l'année en prenant pour origine la date où la température moyenne a été de 0° et de porter sur les y les températures moyennes correspondant à chacun des jours de l'année.

On se rend compte immédiatement de l'importance et de la forme de l'aire négative A″ disponible pour l'accroissement du gel, en admettant, dans une première approximation, que les aires A et A′ se contrebalancent, c'est-à-dire que le sol se gèle et se dégèle d'une manière identique comme rapidité.

Le même graphique montre immédiatement que la majeure partie de l'aire froide est formée par des calories négatives à *intensité élevée*, inférieures à — 20° par exemple. Or, sans entrer dans une analyse mathématique du phénomène, il est facile de comprendre que l'action de ces calories A″ est incomparablement plus grande que celle des calories positives de A sur les couches profondes du sol. La conductibilité du sol gelé, quelle qu'elle soit, étant en raison directe de la différence de température qui existe entre celle θ du

corps à refroidir — dans l'espèce de terrain non congelé encore — et celle θ′ du milieu refroidissant, air, ou plus exactement rayonnement diurne et surtout nocturne dans l'espace, phénomène qui est d'une remarquable intensité, en Sibérie Orientale, pendant les claires et longues nuits d'hiver.

Ces considérations théoriques ont leur importance ; elles expliquent les anomalies, qui paraissent parfois extraordinaires, que l'on cons-

Graphique de la température moyenne annuelle
à Nertchinsk (-2°7)

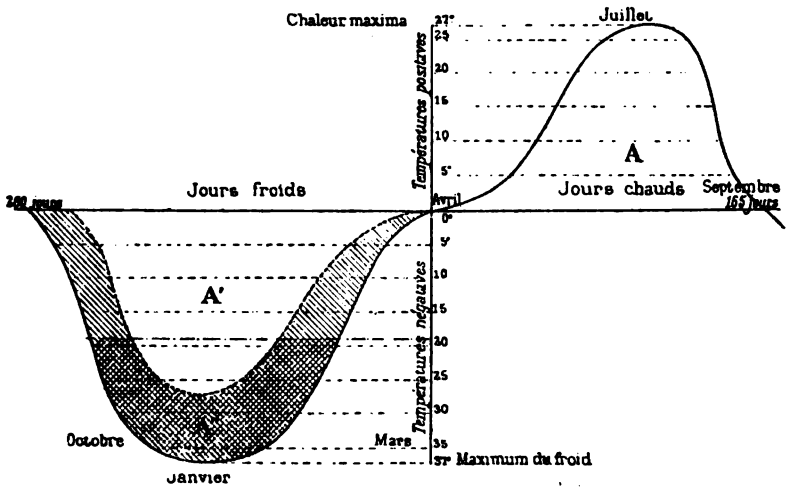


Fig. 151.

tate dans la façon dont certains terrains se gèlent tout en conservant des parties non solidifiées, même pendant les froids les plus rigoureux. Par exemple, un terrain recouvert d'un tissu végétal épais et mauvais conducteur de la chaleur — et par conséquent aussi du froid — comme la tourbe, est un obstacle considérable pour le gel profond. Ce tissu est, au contraire perméable pour les eaux relativement chaudes, superficielles, de l'été, et, dans ces conditions, l'action du gel profond peut être complètement modifiée. La présence d'une couche de neige au-dessus de la tourbe, formant un nouveau manteau protecteur, peut permettre aussi à certaines réactions chimiques, notamment à la putréfaction des racines des

plantes, d'entretenir une source de chaleur locale suffisante pour s'opposer à la congélation.

En fait, la pratique confirme pleinement ces considérations; les terrains marécageux et tourbeux sont ceux qui donnent lieu le plus fréquemment, dans le creusement des puits de recherches, à des venues d'eau relativement tièdes, qui arrêtent le travail et qui ne se congèlent pas, même par les froids les plus intenses.

C'est surtout, je l'ai dit plus haut, par le rayonnement nocturne, si intense dans les nuits claires et calmes des pays arctiques, que s'opère le gel profond. Tous les patineurs connaissent l'influence des nuits claires sur la dureté de la couche glacée. C'est là une donnée si familière aux mineurs sibériens que, dès le mois de Septembre, ils ne manquent pas de recouvrir chaque soir, d'une couche de paille, les tailles mises à nu et dégelées dans la journée, afin de ne pas perdre le bénéfice du réchauffement diurne. Dans le même ordre d'idées, tout ce qui peut tendre à augmenter l'absorption des calories positives par le sol exercera une action favorable. On connaît l'efficacité des surfaces noires et mates pour l'absorption des rayons calorifiques ; les sols foncés sont plus chauds, moins gelés et surtout plus facilement dégelés que les sols clairs, tous les agriculteurs le savent. Le mineur sibérien obéit à la même préoccupation, en répandant de la tourbe noire pulvérisée sur le sol qu'il veut dégeler. Cette recette donne de bons résultats.

En résumé, le gel profond des sols sibériens est un phénomène purement climatérique, qui s'explique quand on examine de près les actions auxquelles le sol se trouve exposé.

Cette étude démontre que le gel profond dépend des circonstances sur lesquelles la volonté humaine et l'art de l'ingénieur n'ont aucune action, et que le dégel des alluvions ne peut être obtenu qu'en combattant l'effet et non la cause. Les palliatifs ci-dessus énumérés, lit de paille, de tourbe, etc., n'ont pour résultat que de prolonger pendant quelques jours la campagne d'automne ; mais même dans ces limites, ce sont, des adjuvants à ne pas dédaigner qui ont leur mérite réel, et, en première ligne, celui d'être peu coûteux et d'une application facile.

Conductibilité du sol. — Les expériences sur la conductibilité du sol pour le froid n'ont, à ma connaissance, fait l'objet

d'aucune étude sérieuse jusqu'à ces dernières années. La découverte du procédé Pœtsch pour le fonçage au moyen de la congélation des puits d'extraction à travers des niveaux aquifères, a attiré l'attention sur ce point, et, grâce au nombre de plus en plus grand des puits exécutés par cet élégant procédé, on commence à être bien fixé sur les principes qui régissent la matière.

On sait par exemple que les terrains argileux sont plus difficiles à congeler que les sables ou graviers; qu'une distance de $0^m,70$ entre les sondes froides est suffisante, même dans les cas les plus défavorables, pour obtenir une congélation complète et travailler avec sécurité à l'intérieur de l'anneau gelé; que la rapidité de la congélation est singulièrement favorisée par l'abaissement du degré thermométrique du liquide circulant (dissolution de chlorure de calcium ou de magnésium) dans les sondes, ainsi que l'exigent les lois de la diffusion thermique, etc.

On a à résoudre, pour le dégel des terrains, une question exactement inverse, sauf cependant que, dans ce dernier problème, si l'on veut en chercher la solution pendant la saison des travaux d'été, l'action de l'atmosphère avoisinant les surfaces à dégeler travaille *en faveur* du dégel, tandis que, dans le procédé Poetsch, il faut constamment lutter *contre l'influence* réchauffante, et, partant, nuisible, du terrain qui environne l'anneau artificiel de glace qui protège le fonçage.

En fait, la question du dégelage des alluvions aurifères est encore très peu connue. On ne possède que des données empiriques.

Quantité de glace contenue dans les sables. — La première question était de savoir quelle est la quantité de glace existant réellement dans une alluvion gelée, dure, résistant au pic à peu près à la façon d'un tuf bien cimenté.

Pour répondre à cette demande, au sujet de laquelle personne ne pouvait me fixer d'une façon même approximative, j'ai fait moi-même des expériences directes sur les alluvions gelées du grand découvert de la Machine n° 2 du Placer Malamalsky. Bien que le temps m'ait fait défaut pour répéter ces expériences sur un grand nombre de points et en tirer des conclusions pratiques, je tiens à faire connaître les chiffres que j'ai obtenus.

Voici les résultats donnés par ces essais :

NUMÉRO des ESSAIS	POIDS D'ALLUVION GELÉE ESSAYÉE					TENEUR EN GLACE
	BRUT (gelé)	TARE	NET (gelé)	NET (sec)	DIFFÉRENCE	
	Livres	Livres	Livres	Livres	Livres	Pour 100
I	40	3 1/2	36 1/8	32 3/8	4 1/2	12,18
II	42 3/4	3 1/4	39 1/2	36 3/4	2 3/4	7,00

L'essai I a été pris dans une des tailles inférieures, au sein d'une alluvion argilo-sableuse moyennement résistante au pic.

Le numéro II provient d'une des tailles supérieures dans un endroit considéré comme très glacé et plus dur que le numéro I. Nature du terrain : argileux, avec de gros cailloux. Une ou deux de ces pierres ont été élimées à la main avant de procéder au pesage, de sorte que la teneur en eau trouvée, pour cet échantillon, peut être considérée comme sensiblement supérieure à la réalité.

On voit que des quantités d'eau relativement faibles suffisent pour cimenter et durcir considérablement une alluvion.

Ce phénomène du gel profond se retrouve dans des conditions identiques au Klondyke et dans le Yukon, où il s'explique par les mêmes considérations climatériques que je viens de résumer.

Au point de vue de l'exploitation des alluvions, le gel profond constitue une difficulté *extrêmement sérieuse :* en effet, un sol gelé n'est exploitable par aucun de nos moyens ordinaires tant qu'il reste dans cet état. Le pic ne produit aucun effet, le terrain *se mate*, comme le ferait une masse de plomb et ne se détache que par petites parcelles. Les explosifs, dynamite, poudre, etc., provoquent la création d'un petit entonnoir, mais ne créent aucune fissure permettant de débiter ensuite la masse désagrégée. En outre, le percement de trous de mine à travers une alluvion contenant des cailloux de quartz serait fort coûteux.

On est donc obligé de procéder au dégelage de ces alluvions pour arriver à les extraire ; mais ici se présente une nouvelle difficulté : l'application directe de la chaleur, sous forme de combustible, bois ou charbon allumé contre une paroi glacée, n'a qu'un effet utile très restreint, et de plus, dès que l'alluvion saturée de glace com-

mence à fondre, elle se transforme en une boue fluide et glacée qui coule sans consistance et provoque des effondrements.

Méthode sibérienne. — C'est pourtant de cette façon que procèdent les exploitants sibériens. Voici en quoi consiste leur méthode, telle que je l'ai vu appliquer au placer Malamalsky, en Transbaïkalie.

On se trouve, sur ce placer, qui appartient au Cabinet de Sa Majesté, en présence d'une alluvion profonde, recouverte par une épaisseur de 18 mètres de stérile, ce qui conduit à travailler souterrainement pour ne pas déplacer tout cet énorme cube de morts-terrains.

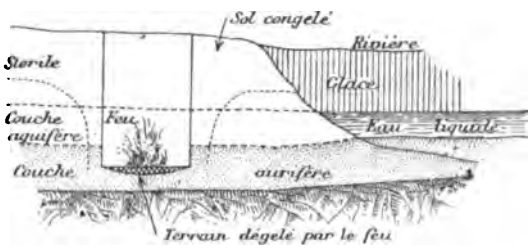


Fig. 152. — Fonçage d'un puits par le feu.

La couche alluvionnaire aurifère a elle-même une puissance de $1^m,70$ et une teneur moyenne de 1 zolotnik 26 dolis aux 100 pouds (environ 20 francs d'or au mètre cube).

Méthode d'exploitation. — Les puits, foncés à 50 mètres les uns des autres, en terrain gelé, avec l'emploi du feu (*fig.* 152) déjà décrit précédemment sont reliés entre eux, dès qu'ils ont atteint le bed rock, au moyen d'une galerie à demi entaillée dans ce dernier, de laquelle on part pour attaquer à droite et à gauche, toutes les deux sagènes (1 sagène = $2^m,13$), une recoupe ayant elle-même 2 sagènes de large, qu'on conduit jusqu'à la limite d'exploitabilité du gîte. Entre ces recoupes on enlève encore, de 2 en 2 sagènes, un massif de 2 sagènes de large, de sorte que, une fois cet énorme traçage fini, la mine présente l'aspect représenté à la figure 153.

Il reste encore le quart du gîte en place, sous forme de piliers, qu'on enlève en battant en retraite avant de laisser effondrer les travaux.

Tous ces chantiers sont boisés avec un soin extrême. Tous les bois formant parois dans ce vaste damier sont *à cadres jointifs* et

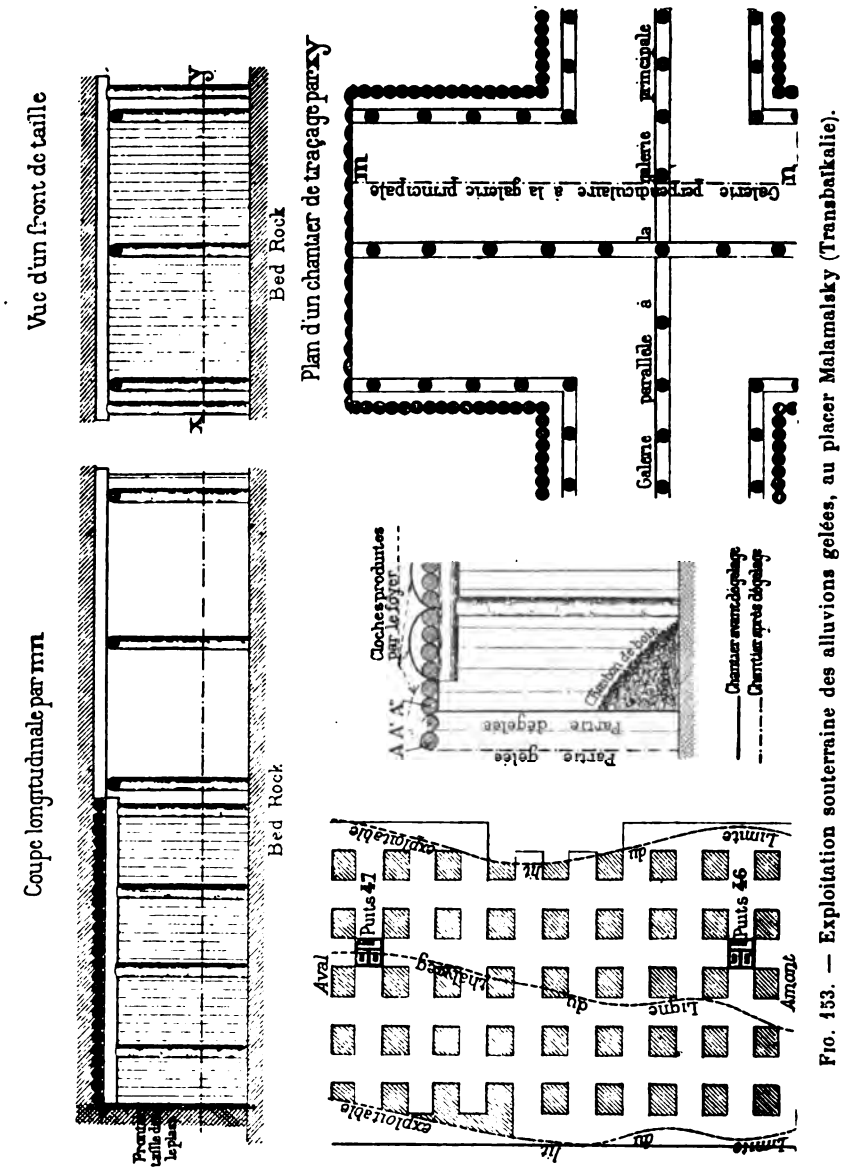


FIG. 153. — Exploitation souterraine des alluvions gelées, au placer Malamalsky (Transbaïkalie).

composés de rondins ayant au minimum 15 centimètres au petit bout. Dans les galeries et dans les recoupes, un deuxième boisage, avec longrines supportant les cadres, est ajouté au premier, comme

l'indiquent les diverses coupes de la figure 153. Ce luxe de boisage est nécessité par le poids considérable qu'il a à soutenir depuis le moment où on commence à préparer un quartier jusqu'à l'époque de son abandon après dépilage complet, c'est-à-dire en général pendant une durée de *trois années*. C'est là le défaut capital de cette méthode, employée pourtant universellement en Sibérie dans les cas analogues.

Abatage. — Voici maintenant comment s'exécute le travail : on met à nu l'avancement en enlevant les demi-rondins qui le garnissent. et on amasse du bois au pied du front de taille. On y met le feu et on le couvre d'une couche de charbon de bois, afin de concentrer le plus possible au bas de la taille la chaleur qui a toujours tendance à monter. Quand les travaux battent leur plein, en hiver, et qu'il y a beaucoup de chantiers en cours de dégelage, il fait si chaud dans la mine que les ouvriers y travaillent nus, bien que la température atteigne à l'extérieur 30 à 40° au-dessous de zéro.

Emploi du feu. — La formule empirique est la suivante : toute épaisseur de 1 pouce de bois de chauffage appliquée ainsi au pied de l'alluvion *dégèle une épaisseur égale* de sables aurifères. Néanmoins cette action ne dépasse pas de 1 1/2 à 2 tchetverts (35 centimètres) au maximum ; on arrête alors le feu et on enlève facilement au pic ce qui s'est dégelé. Il s'est alors, en général, formé une cloche au-dessus de l'avancement. On pose alors deux ou trois nouveaux cadres jointifs A, A′, A″, et on recommence une nouvelle application du feu.

Il reste donc du vide au-dessus des cadres. Ces vides forment cloche montante dans l'alluvion supérieure et, la chaleur de la mine aidant, occasionnent des coups de bélier inattendus que les mineurs redoutent beaucoup et qui sont susceptibles de briser les plus forts boisages. Quant à remblayer ces cloches, on voit. par la façon même dont s'exécute le travail, que c'est une opération impossible.

Les cadres A, A′, A″, etc., sont posés avec une légère pente afin de faciliter leur adhérence avec les précédents. Ceci n'a pas d'inconvénient dans les travaux souterrains par puits, parce que la poussée de ces cadres est contreventée par le restant des travaux souterrains ; mais il n'en est pas de même lorsqu'on pénètre dans l'alluvion depuis le jour, par galerie de niveau. Dans ce cas,

si on n'a pas la précaution de contreventer solidement, l'ensemble des travaux s'effondre irrésistiblement. J'en ai vu un exemple.

Prix de revient. — Avec ce procédé on ne peut exploiter que des alluvions ayant au moins $1^{m},50$ de puissance et une teneur de 1 zolotnik au minimum. Il faut aussi que le bois revienne à un prix très bas. Ces diverses obligations en limitent l'emploi à des cas très restreints et à des alluvions très riches.

Jamais les exploitations du Klondyke et du Yukon n'auraient pris un essor comparable à celui qu'elles ont déjà atteint, si d'autres procédés d'exploitation n'avaient pas été découverts.

Méthode américaine. — *Historique.* — La présence de l'or dans l'*Alaska* et dans les territoires adjacents du Nord-Ouest Canadien a été reconnue dès 1860 sur les rivières *Fraser* et *Thompson* et, en 1861, sur le *Skitine;* mais les premières productions importantes se manifestèrent au moment du « rush » du district de *Cassiar* au Nord de la Colombie Britannique au début de l'année 1870. On découvrit ensuite en 1880 les régions du *Taku* et du *Silver Basin* et, peu après, les prospecteurs poussèrent des pointes jusqu'au *Lewes*, au *Stewart* et autres rivières. On découvrit ainsi quantité de terrains qui, sous des cieux plus cléments, auraient été considérés comme des fortunes, mais dont le jour n'était pas venu encore.

En 1886, on découvrit l'or dans la crique *Forty Miles*, cours d'eau qui se jette dans le Yukon et qui coule en partie sur le territoire de l'*Alaska* et en partie sur celui du Canada. C'est de cette époque que date le premier grand exode, le premier « *rush* » de la région du *Yukon*.

Le 17 Août 1896 marqua la découverte des placers fameux dits du *Klondyke*. Une véritable émigration de mineurs en fut la conséquence immédiate, et on n'a pas oublié les ravages que causèrent le froid et le manque de vivres sur cette population transplantée sans ressources dans ces solitudes glacées. En 1899, il y avait 40.000 personnes campées sur les rives du Yukon, près de l'embouchure du Klondyke, sur l'emplacement où s'élève aujourd'hui la ville de Dawson (*Voir la photogravure de la page* 11).

Tous ces efforts sont aujourd'hui à peu près tassés, et des opérations plus systématiques peuvent être entreprises avec succès.

LE YUKON EN 1904

On confond fréquemment en France les immenses étendues de l'Alaska, appartenant aux États-Unis, situées en bordure sur l'Océan Pacifique et sur la Mer de Behring, avec les territoires de la Colombie Britannique, contenant la ville de Dawson et l'affluent du Yukon nommé le Klondyke, dont le confluent se trouve justement à Dawson même et dont le nom est devenu célèbre grâce aux riches gisements alluvionnaires qui y ont été découverts.

On trouvera à la figure 154 une carte d'ensemble du Yukon Canadien et de l'Alaska.

On désigne plus particulièrement, sous le nom générique de Klondyke, le territoire compris entre la rivière de même nom, affluent du Yukon, et la rivière *Indian*. Cette région contient un certain nombre de criques, séparées par des collines, dont se détache un sommet principal, nommé le *Dôme*, dont l'altitude est de 1.260 mètres. Le terrain est composé principalement de schistes anciens, entrecoupés par des roches d'origine ignée, et contient des veines de quartz, fréquemment aurifères.

Les criques principales sont : *Bonanza*, *Hunker*, *Golden Bottom* et autres, qui se jettent dans le Klondyke, et les Criques *Dominion*, *Sulphur*, *Gold Run*, *Quartz Creek*, etc., tributaires de la rivière Indian.

Dans son ensemble, la production du Klondyke a baissé dans ces derniers temps, à cause de l'épuisement des gîtes exceptionnellement riches, tels que les Bonanza et Eldorado Creeks, qui ont produit l'engouement des années précédentes ; mais beaucoup d'autres criques, moins connues, sont susceptibles, grâce à l'amélioration des méthodes, de donner de très beaux bénéfices, et c'est sur ce genre de gisements qu'il faut baser les perspectives d'avenir de la contrée. La création de moyens moins rudimentaires de communication, l'ouverture par le Gouvernement Canadien de routes nouvelles construites avec les fonds provenant de l'impôt de 2,5 0/0 prélevé sur la production brute est une mesure à laquelle on ne saurait trop applaudir et *qui devrait bien être suivie par les autres pays* dans lesquels le grand obstacle réside dans l'absence de moyens de communication. Grâce à ces routes, le rayon d'action des chercheurs va sans cesse en s'augmentant, et il en résultera, fatalement aussi,

une augmentation proportionnelle de l'industrie, ne fût-ce que par la possibilité d'attaquer des placers à teneurs plus faibles, le prix de la vie et des subsistances baissant proportionnellement à l'amélioration des moyens de transport.

De 1896 à 1902, en six années de travail, il a été retiré du seul territoire du Klondyke 400 millions de francs d'or, dont 300 ont été produits par les deux criques Bonanza et Eldorado.

Des productions pareilles ont nécessité l'invention de procédés nouveaux permettant de vaincre les difficultés, nouvelles aussi, pour la plupart des mineurs attirés sur les lieux par l'annonce de découvertes sensationnelles.

Je ne connais pas d'exemple plus remarquable dans l'histoire minière de ces dernières années que cette création, sous un climat arctique, d'agglomérations humaines activement engagées dans des exploitations où il a fallu tout créer, y compris les méthodes de travail. La plupart de ces innovateurs sont des hommes doués d'une instruction des plus rudimentaires, sans diplômes, mais possédant ce bon sens pratique, doublé d'énergie et de tenacité qui caractérise l'Américain des classes populaires. Ces qualités indéniables, aiguisées par ce sentiment, ce flair spécial, qui existe sur les placers dans leur *période héroïque,* cette incitation des richesses existantes, palpables, à réaliser immédiatement, ont fait avancer à pas de géants la solution de questions restées insolubles jusque-là. Tandis qu'en Sibérie le dégelage par le feu restait la méthode classique adoptée par tous les exploitants comme la plus convenable, elle était rapidement abandonnée, puis dépassée par les « diggers » du Klondyke.

Sur les placers, c'est par la *multiplicité des efforts* et par leur *récompense immédiate* que s'effectuent les progrès. En Sibérie, pays dans lequel l'exploitation des placers reste entre les mains d'un petit nombre d'exploitants ne résidant pas sur les lieux et ne travaillant pas eux-mêmes, mais par salariés, les progrès dans les méthodes n'ont pas de raison d'être. Tout progrès, en effet, nécessite des tentatives, des essais, qui coûtent de l'argent et qui ne réussissent pas toujours. Demander de tels sacrifices à des gens qui vous répondent en vous disant que leurs pères se sont enrichis en exploitant par les procédés manuels et qu'ils n'ont pas de raison pour opérer autrement qu'eux, c'est perdre son temps.

Le tableau change lorsqu'on met en face du problème des armées de chercheurs libres, travaillant pour leur compte et pour leur peau, assurés chacun de leur claim, et certains, s'ils réussissent, de voir leur système appliqué immédiatement par de nombreux imitateurs dont il tireront à leur tour un profit direct.

L'opposition est trop flagrante pour ne pas être relevée.

Transports au Yukon. — 1° *Période héroïque.* — Les routes consistaient en des sentiers par où s'acheminaient un à un, jour et nuit, des milliers de mineurs, dans une boue glacée qui atteignait très souvent le genou. Des chevaux de bât augmentaient les fondrières où plusieurs se noyèrent; les quelques chariots qui s'aventuraient vers les placers se hissaient autant à bras d'hommes qu'à traction d'attelages.

Il est impossible de se figurer le marécage, le bourbier continu qu'il fallait affronter au sortir du camp. Les trois quarts des mineurs transportaient sur leur dos les provisions ou les outils qui leur étaient nécessaires.

Les souffrances, les morts qu'entraînèrent un tel état de choses, pèseront lourdement, quelque jour à venir, sur ceux qui en furent responsables.

Car, si une aggrégation d'hommes, et surtout de mineurs, arrive parfaitement à organiser un service de sûreté, quand le besoin s'en fait sentir, par contre, elle est incapable de créer un réseau de routes. Ce ne peut être que l'œuvre de l'État.

Les taux de transports furent alors formidables : jusqu'à 5 francs le demi-kilogramme, à 60 kilomètres de Dawson, c'est-à-dire 100 fois plus que de Marseille à San-Francisco.

Cela dura jusqu'en 1900, époque à laquelle, sous sa propre responsabilité, le Conseil d'Administration du Yukon s'appropria des fonds destinés au siège fédéral, Ottawa, et construisit 131 kilomètres de routes.

Le Gouverneur général, Lord Minto, vint faire une visite aux fameux placers. Il y prit une leçon de choses ; sa voiture se brisa en route, et il rencontra un cheval embourbé que son propriétaire venait d'abattre. L'année suivante, le Gouvernement fédéral ouvrait des allocations spéciales destinées à un magnifique réseau de routes dont la longueur, en 1902, atteignait déjà 1.143 kilomètres et dont le coût a été de 4.405.000 francs.

Il n'est que juste d'ajouter que, dès 1903, le Gouvernement s'est montré plein de sollicitude pour le jeune territoire qui va envoyer au Parlement fédéral son premier député.

Le taux des transports tomba, dans certains cas, de 95 0/0. Actuellement le prix du demi-kilogramme varie de 5 à 10 centimes : beaucoup de gisements, qu'on ne pouvait songer auparavant à exploiter, se sont ouverts ou s'ouvrent tous les jours.

Cette réduction de fret à l'intérieur était précédée ou suivie d'une réduction parallèle de fret à l'extérieur, c'est-à-dire de *Vancouver*, port du Pacifique Canadien, ou, à côté, de *Seattle*, port du Pacifique Américain, à Dawson.

Ainsi, la tonne de 1.065 kilogrammes, qui coûtait, en 1899, 1.250 francs, en 1900, 800 francs; en 1902, 625 francs avec 4 0/0 d'assurance a été réduite, en 1904, à 400 francs la tonne, ou 385 francs pour un wagon entier (10.000 kilogrammes) avec assurance de 2 1/4 0/0 (Pacific and Arctic Railway Navigation C°. — Seattle, Wash. U. S. A.).

Il convient de remarquer que, grâce aux efforts de M. le baron Houssin de Saint-Laurent, chargé du Consulat de France à Vancouver, un expéditeur peut, à présent, adresser de France à Vancouver, par la Compagnie des Messageries Maritimes, une tonne de marchandises au prix de 125 francs (Tarif de Janvier 1902). Le coût total d'une tonne serait donc :

Du Havre ou Marseille à Vancouver.....	125 francs
Vancouver à Dawson City.....	637 fr. 50
(2,413 kilomètres de mer; 178 kilomètres de chemin de fer; 644 kilomètres de rivière).	
TOTAL.....	762 fr. 50

Toute expédition de marchandises de Vancouver à Dawson doit être accompagnée :

1° De deux connaissements signés par les expéditeurs;

2° De trois feuilles d'expédition;

3° De quatre connaissements vérifiés et signés par le commissaire du paquebot qui se rend à Skagway, port américain, qui a été jusqu'ici la seule entrée par mer du Yukon.

2° *Période actuelle.* — Pour gagner Dawson, principal centre du Yukon, la route la plus facile en partant de France est de se diri-

ger sur New-York ou le Saint-Laurent, de là, traverser soit les États-Unis pour arriver à Seattle sur le Pacifique, soit le Canada pour se rendre à Vancouver. Ce voyage s'exécute en cinq jours; la traversée des immenses plaines du Centre et de l'Ouest par dessus les Montagnes Rocheuses est des plus intéressantes, et l'on saisit au passage les modifications profondes des aspects de la nature, de la géologie et de la flore.

Les côtes du Pacifique vers la frontière des États-Unis et du Canada sont très tourmentées et rocheuses; elles plongent brusquement dans la mer; les plages se font rares et la flore arborescente s'épanouit jusqu'au niveau de l'eau.

De Seattle et de Vancouver partent des bateaux à vapeur se dirigeant vers le Nord et desservant les stations américaines des côtes du Pacifique. Ces bateaux, sur lesquels on jouit d'un certain confortable, font escale, quelques heures, aux principaux centres pour déposer et prendre des marchandises, ce qui permet au voyageur une visite à ces stations, qui se font de plus en plus rares à mesure que l'on monte vers le Nord.

Seattle et, à côté, Tacoma dans les États-Unis sont des ports très importants; Vancouver, dans le Canada, est beaucoup moins fréquenté, quoique bien situé. Près de cette dernière ville est une petite forêt où l'on peut admirer les derniers restes d'une flore gigantesque, le fameux *Pin Douglas*, dont quelques types s'élèvent à près de 150 mètres de hauteur.

Dans une bonne traversée, on met six jours de Seattle à *Skagway* en Alaska, d'où l'on monte au Yukon.

Le long de la côte du Pacifique on rencontre des petits ports de pêche et de chasse, la plupart bâtis sur pilotis dans la chute brusque d'une vallée entre deux montagnes où, près de la civilisation, s'élève un petit camp de sauvages, indiqué par de curieux *totems*. Ces sauvages semblent en dégénérescence physique, et il est difficile de retrouver en eux les restes de puissants et vigoureux groupements humains. Fort Simpson, Wrangel, Juneau sont les principales stations des côtes du Pacifique Nord; cette dernière est la plus importante à cause des célèbres mines d'or en exploitation à proximité (Voir page 740).

La navigation se fait entre les îles; le voyage est agréable, égayé par le changement du paysage; ce sont tantôt des exubérances de

verdure, tantôt des montagnes aux pics neigeux, tantôt d'énormes glaciers en marche venant se fondre dans la mer, puis des bateaux de pêche et des nuées d'oiseaux aquatiques.

Skagway est situé au fond d'un golfe et bâti sur un marécage entre les montagnes; c'est le point d'où l'on monte vers Dawson et les territoires de l'Alaska.

Il y a quelques années, au début de la découverte des champs du Klondyke, il fallait, à Skagway, se munir de tous les équipements et provisions nécessaires pour un long et pénible voyage à travers les montagnes glacées du Yukon et de l'Alaska; aujourd'hui, on peut poursuivre, dans la belle saison, un voyage relativement facile jusqu'à Dawson.

A Skagway, on prend un petit chemin de fer qui grimpe la montagne White Pass en une dizaine d'heures. Cette White Pass était, il y a peu de temps, un passage des plus terribles; maintenant, par railway, c'est une promenade des plus pittoresques et des plus accidentées.

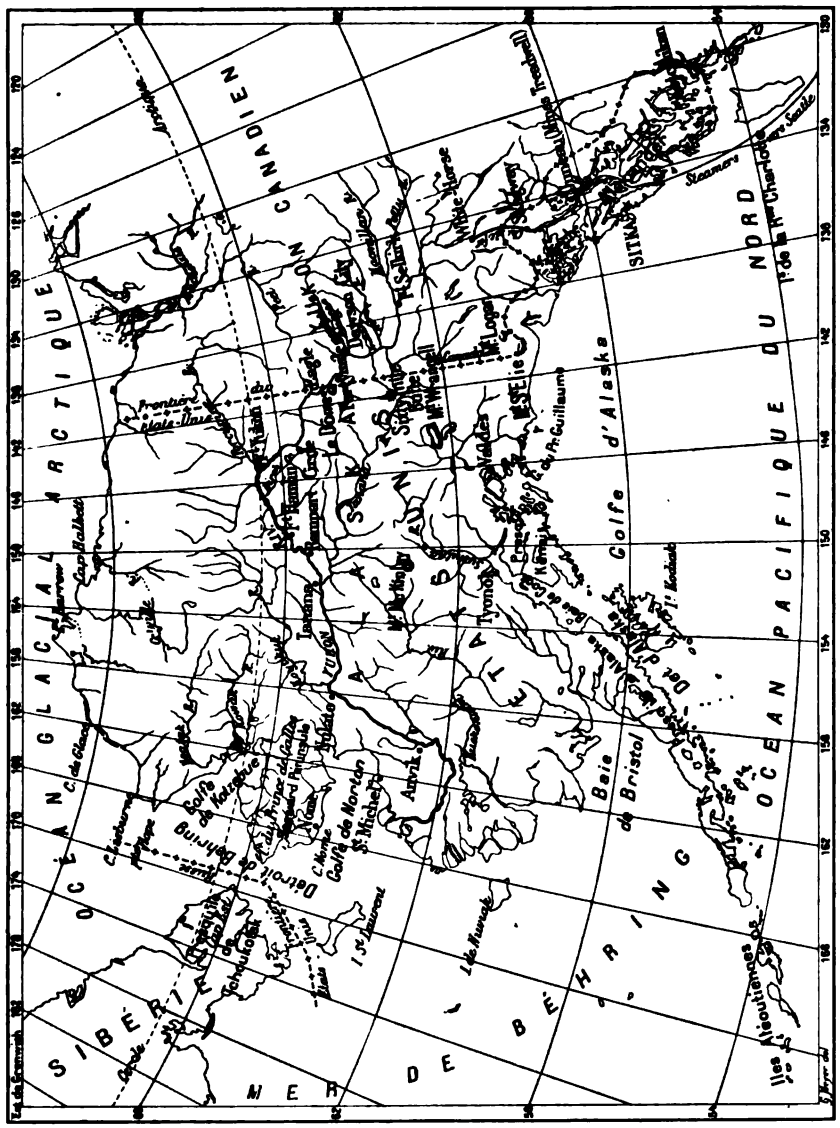
Du sommet de la White Pass on gagne la ville de White Horse située sur le fleuve Yukon, près de puissants rapides. Autrefois, de cette ville on descendait, sur des radeaux, le fleuve jusqu'à Dawson, et au delà, pendant des semaines; aujourd'hui, tant que le Yukon n'est pas gelé, des bateaux plats, à vapeur, font le service jusqu'à Dawson et plus loin jusqu'au détroit de Behring (*fig.* 154, carte de la région).

Quand l'eau est très haute et qu'il ne survient pas d'accidents, on met de quatre à cinq jours pour descendre de White Horse à Dawson.

Le Yukon est un grand fleuve à cours rapide; il traverse une partie de la province canadienne Yukon Territory et tout l'Alaska pour se jeter dans le détroit de Behring. Le voyage sur le Yukon est triste et monotone. Le fleuve coule tantôt large, tantôt resserré et formant des rapides, dans un paysage silencieux, morne et sans couleur; plus de hautes montagnes, mais des ballons au sommet dépouillé et neigeux; la végétation est pauvre, l'arbre est chétif.

3° *Nouvelles voies ferrées.* — La question d'une voie ferrée entièrement canadienne vers les champs aurifères du Nord est à l'ordre du jour, depuis le jugement rendu par l'Alaska Boundary Commission.

On sait que cette Commission a définitivement attribué aux États-


OCÉAN GLACIAL ARCTIQUE
CANADIEN
SIBÉRIE
MER DE BÉHRING
OCÉAN PACIFIQUE DU NORD
Golfe d'Alaska
Baie de Bristol
Détroit de Behring
Golfe de Kotzebue
Golfe de Norton
Frontière Alaska-Yukon
Yukon
Tanana
Koyukuk
Kuskokwim
Nushagak
Tyonek
Copper
Tanana
Yukon
Iniskin
Kenai
Cook Inlet
Prince William Sound
Lake Iliamna
Lake Nunavak
Lake Minchumina
Lake Clark
Lake Tazlina
Lake Kenai
Lake Kuskokwim
Lake Tanana
Lake Yukon
Lake Bennett
Lake Tagish
Lake Marsh
Lake Lindeman
Lake Laberge
Lake Kluane
Lake Dezadeash
Lake Kluane
Lake Mackenzie
Lake Ogilvie
Lake Mayo
Lake Selwyn
Lake Frances
Lake Pelly
Lake Ogilvie
Lake Mayo
Lake Selwyn
Lake Frances
Lake Pelly
Lake Kluane
Lake Dezadeash
Lake Mackenzie

Unis tout l'archipel Alexandre et toute la côte adjacente, reportant par conséquent les possessions littorales canadiennes jusqu'à la passe de Dixon (Dixon Entrance), en face de l'île de la Reine-Charlotte, qui reste canadienne. Dans ces conditions, deux voies d'accès au Yukon sont en vue : l'une, le Coast and Yukon Railway, partirait du sommet du Kitimaat (bras de mer situé à 75 milles au sud de Port-Simpson), longerait le lac Atlin, la Yukon River et irait jusqu'à la frontière de l'Alaska, après avoir touché Dawson. Le parcours de la voie ferrée projetée aurait 900 milles; mais comme une Compagnie a déjà obtenu la concession d'un railway de 135 kilomètres du Kitimaat Arm jusqu'à Hazelton, on estime avec raison que, pour éviter un double emploi, la ligne devrait partir de ce dernier point, qui est situé sur la Skeena River. Quoiqu'à 400 milles de distance de Vancouver, Kitimaat peut être facilement atteint par bateau sans sortir des eaux canadiennes. C'est là le point important.

Les Canadiens n'ont pas oublié toutes les vexations dont ils ont été l'objet de la part des autorités douanières américaines à l'époque de la découverte du Klondyke, et il est assez naturel qu'ils cherchent à éviter ces sortes de Fourches Caudines.

L'autre projet, qui a le suffrage des habitants et des édiles de Vancouver, consiste à prolonger la voie de V. V. et E. R. qui, comme on le sait, va atteindre prochainement Vancouver. La ligne passerait par Squamish, Pemberton Meadow, puis traverserait les régions du Lilloët, du Cariboo et de l'Omineca. La Compagnie en question, qui n'est autre qu'une émanation du Great Northern américain, est toute prête à faire avancer ses locomotives jusqu'à l'extrême nord de la province, si le Gouvernement veut lui prêter assistance.

L'agitation qui a été créée à Vancouver a pour but d'arriver à ce résultat. De leur côté, les habitants de Dawson appellent de tous leurs vœux la réalisation de ce projet sous l'une des formes envisagées, car en dehors des inconvénients du passage en territoire américain les relations de l'extrême nord avec la Colombie britannique sont très malaisées durant la période des glaces.

Le Gouvernement provincial semble avoir admis en principe la création d'une voie ferrée depuis la frontière du Yukon jusqu'à un point du Pacifique. Cela répond d'ailleurs à une promesse conditionnelle faite, en 1899, par sir Willfrid Laurier.

D'autre part, il y a autour de Dawson, dans un rayon de 150 kilomètres, une étendue énorme de terrains aurifères qui, abandonnés ou négligés depuis 1897, commencent à être repris et exploités chaque jour. Leur teneur moyenne, 2 à 6 grammes d'or, au mètre cube en place, serait considérée comme fort élevée en Sibérie.

La journée d'un mineur, en Sibérie, se paie 1 rouble (2 fr. 66) et au Klondyke 4 dollars (20 fr. 40), plus la nourriture. La nourriture, en Sibérie, revient à 7 roubles (35 francs) par mois; au Klondyke, 382 fr. 50. La ration de viande d'un soldat de l'armée française est de 300 grammes par jour; celle d'un mineur sibérien, 570 grammes; celle d'un mineur du Klondyke, $1^{kg},133$.

Les terrains dont je parle commencent à passer des mains des simples prospecteurs à celles des sociétés. De grands travaux, moins hâtifs mais de plus longue haleine, s'entreprennent un peu partout dans le pays. On sera surpris des résultats de telles exploitations, avant que peu d'années s'écoulent. Et le jour où l'on pourra se fournir d'eau à bon marché à des altitudes de 100 à 200 mètres, au-dessus des ruisseaux, ce jour-là, d'immenses concessions pourront être hydrauliquées.

La progression du rendement aurifère passera, alors, le record même de l'année 1900. Tel sera le résultat prévu de l'évolution de l'effort individuel vers l'effort des coopérations, et des capitaux.

Au surplus, de nouveaux placers s'ouvrent chaque année aux mineurs, moins vite peut-être qu'on ne l'avait escompté, mais d'une façon plus sûre, c'est-à-dire sans s'exposer aux misères de jadis. Ainsi les nouvelles découvertes faites sur la *Duncan*, affluent de la rivière *Mayo*, qui se jette dans le *Stenart*, à 450 kilomètres de Dawson, ont attiré au-delà de 400 mineurs qui y travaillent cet hiver. Des *dragues* amenées à grand prix ont été montées sur le Stenart. Et les anciens placers du Sixty Mile, recommencent à être exploités à 130 kilomètres de Dawson.

Tout cela fait bien augurer de l'avenir du jeune territoire. Je citerai, en terminant ce rapide exposé, l'appréciation du Président de la Compagnie « Nord American Trading and Transportation C° », une société dont l'histoire est intimement liée à celle de l'Alaska et du Yukon. Les crédits ouverts par elle aux prospecteurs de ces régions, quelques mois avant la découverte du Klondyke, s'élevaient à plusieurs centaines de mille dollars.

« Je suis venu ici, dit M. Isom, au moment où la production « aurifère atteignait son maximum. Je n'ai jamais eu plus de « confiance dans le pays que cette année. Il y a évolution dans la « manière de travailler comme dans la manière de payer. La « poudre d'or a disparu en tant que monnaie. Tout commence à « s'asseoir enfin sur des bases sérieuses. L'essor réel du Klondyke « datera de cette année, où le chiffre des importations dépasse de « beaucoup celui des années précédentes. »

Constitution des alluvions du Klondyke. — Donnons d'abord quelques indications sur la constitution des alluvions aurières du Klondyke et du Yukon.

La surface du sol est recouverte d'une couche uniforme de mousse et de terreau noirâtre (le *torf* des Sibériens), qui dégèle pendant l'été. Au dessous vient ce que les mineurs du pays désignent sous le nom de « *muck* ». C'est une boue *glaciaire* et *glacée*, généralement argileuse, entremêlée parfois de lits de glace pure et dont l'épaisseur varie de 1 à 10, 15 mètres et au delà.

Ce muck n'est pas aurifère.

Au dessous commence la couche aurifère qui débute, à sa partie supérieure, par des sables, généralement très pauvres, puis vient le gravier jaune « yellow gravel » et enfin le « blue gravel », le gravier bleu ou, plus exactement, gris clair, qui repose sur le bed-rock et qui constitue la partie la plus riche de l'alluvion (*fig.* 158).

La puissance des deux graviers réunis varie dans des limites assez étendues, mais elle est rarement supérieure à 2 mètres.

Il y a deux sortes d'alluvions : celles qui se trouvent au fond des vallées, ce sont les plus riches, et celles qui affleurent à flanc de coteau et qui représentent les restes des anciens courants avant que la rivière ait creusé son lit plus profondément dans le bed-rock. Ces alluvions de plateaux sont le siège d'actives exploitations, toutes souterraines, vu l'épaisseur de morts-terrains qui les couvrent (*fig.* 155). Les alluvions du fond des criques sont aussi exploitées par puits dès qu'il devient nécessaire de déplacer plus de 4 mètres de stérile.

Une curieuse propriété de ces terrains gelés c'est d'être *absolument étanches*. On peut travailler, en toute sécurité, *sous le niveau de la rivière* (*fig.* 156 et 160), car l'eau qui pourrait pénétrer par les

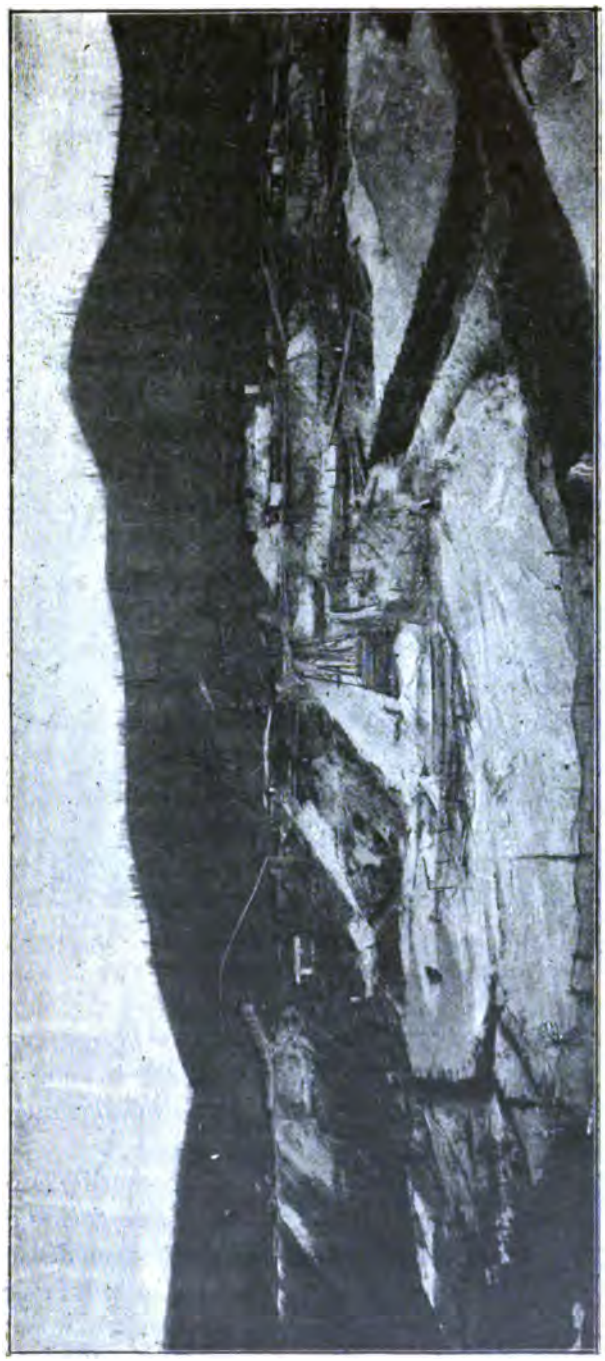


FIG. 153. — Exploitation des terrasses de graviers aurifères au Klondyke.

fissures est aussitôt gelée, la température du sous-sol étant toujours d'au moins 10 à 15° au-dessous de zéro, été comme hiver. En outre, la *plasticité* de la glace intervient aussi comme un précieux facteur : les vides créés par l'exploitation souterraine s'affaissent lentement et sans rupture, de sorte que tout remblayage est inutile. Il n'y a pas non plus de boisage, à l'inverse de ce que j'ai décrit pour la méthode sibérienne. Cela tient, comme je vais

Fig. 156. — Un chantier souterrain, exploitant à sec et sans épuisement sous le cours d'une rivière au Klondyke.

l'expliquer, à ce que le procédé de dégelage n'élève pas sensiblement la température de la mine et qu'on laisse à l'état de nature, c'est-à-dire complètement gelée, toute la partie de terrain qu'on n'enlève pas.

Dans les vallées où se font les exploitations aurifères, les cabines des mineurs sont ornées de trophées de bois, de cornes et d'ivoire; sur les déblais des mines gisent des débris d'ossements; ces fossiles sont facilement reconnus par le naturaliste, et le mineur y trouve un indice de la richesse aurifère du sous-sol. C'est, en effet, à la base des grandes vallées que ces ossements fossiles sont en plus

grand nombre, et c'est là aussi, dans les niveaux inférieurs, que les graviers sont les plus riches en métal précieux, l'or alluvionnaire s'étant déposé en plus grande quantité dans les points les plus bas du *bed-rock*.

C'est, en général, au contact de la boue et du gravier aurifère, contact mal défini, que se trouvent les gisements de fossiles.

Ils sont tous bien conservés ; mais la difficulté pour les arracher

Fig. 157. — Ossements fossiles gigantesques trouvés dans les alluvions aurifères du Klondyke.

de la glace fait qu'on les abîme et qu'on les brise souvent. Ces ossements ont en général des dimensions gigantesques ; M. Obalski a mesuré des défenses d'ivoire de 6 mètres et des fémurs de $1^{m},50$ (*fig.* 157).

Le mineur ne fait pas grand cas de ces ivoires, qu'on trouve pourtant en quantité ; mais il faut dire qu'ils ne sont pas blancs ; de plus ils dégagent une odeur fétide.

On a constaté que ces fossiles sur place, dans la mine, étaient toujours entourés d'une boue organique ; ces ossements glacés, amenés au jour, à une température plus élevée, entraient en décomposition et dégageaient une odeur de charnier caractéristique. Il semble

donc que l'animal a dû être charrié là par des rivières ou des torrents, encore en chair, et a subi sur place la décomposition froide.

Limite d'exploitabilité. — Les explications qui précèdent suffisent à faire comprendre qu'il ne faut plus parler ici de teneurs de « cents au yard cube » pour qu'on considère une alluvion comme exploitable avec profit au Klondyke.

Avec le taux actuel des salaires qui, quoique bien diminué, est encore, aux yeux des vieux pays, un taux excessif, il ne peut être question de travailler, même avec des moyens mécaniques, que des alluvions très riches. On paie, en ce moment, un salaire moyen de 5 dollars par journée de dix heures, plus la nourriture, qui est fournie par l'employeur ou par des cantines, et qui revient à 3 dollars; total, 8 *dollars par journée.*

En fait, l'ouvrier ne travaille pour un salaire fixe que pour gagner sa vie pendant les premiers temps ou pour se refaire d'une expérience malheureuse ou enfin dans le but de se constituer au plus vite une mise de fond pour tenter à son tour sa chance. Il est d'ailleurs certain de réussir s'il est sobre et travailleur, les opportunités de gagner de l'argent s'offrant à lui chaque jour pour ainsi dire.

Neuf dollards au yard cube (environ 60 francs au mètre cube) est en ce moment la limite inférieure pour les exploitations souterraines extrayant avec des moyens mécaniques, et en grand. Pour les petits mineurs opérant pour leur compte, le « *good dirt* », la bonne boue, est celle qui rend, par yard cube, 30 à 50 dollars (environ 210 à 350 francs au mètre cube); mais des teneurs dix fois plus élevées ne sont pas rares sur des placers connus comme riches.

Le titre de l'or n'est pas très élevé. La moyenne, pour la région de Dawson est de 850 millièmes. En descendant du côté de White Horse ce chiffre s'abaisse encore et tombe même parfois à 700.

Méthodes de travail. — M. l'Ingénieur Obalski, frère de l'Inspecteur des mines de la Province de Québec, bien connu dans le monde minier, a fait une étude très complète des méthodes de dégelage. Je lui dois aussi la communication de quelques-unes des photographies qui illustrent cette partie de mon ouvrage.

Dégelage. — On opère au moyen de « *pointes* », c'est-à-dire de tubes terminés par une pointe, qui sont chauffés par de la vapeur venant d'une petite chaudière portative amenée, souvent à grands frais, sur les lieux.

On dégèle ainsi le « muck » comme l'indique la figure 158, en

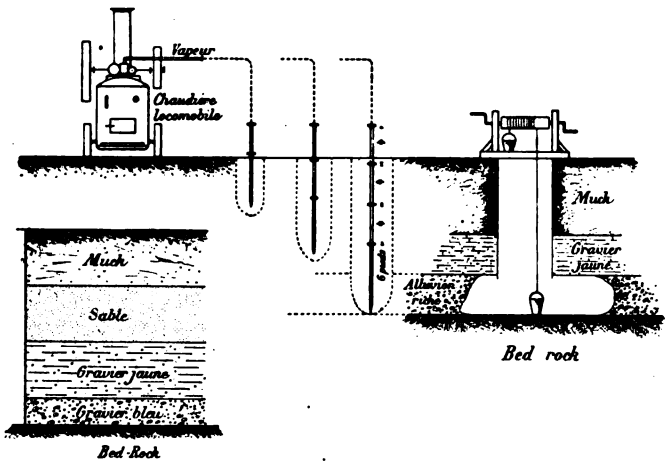


Fig. 158. — Dégelage à la vapeur.

allongeant successivement la pointe au fur et à mesure que le terrain « fond ». On arrive ainsi jusqu'au gravier. On retire alors

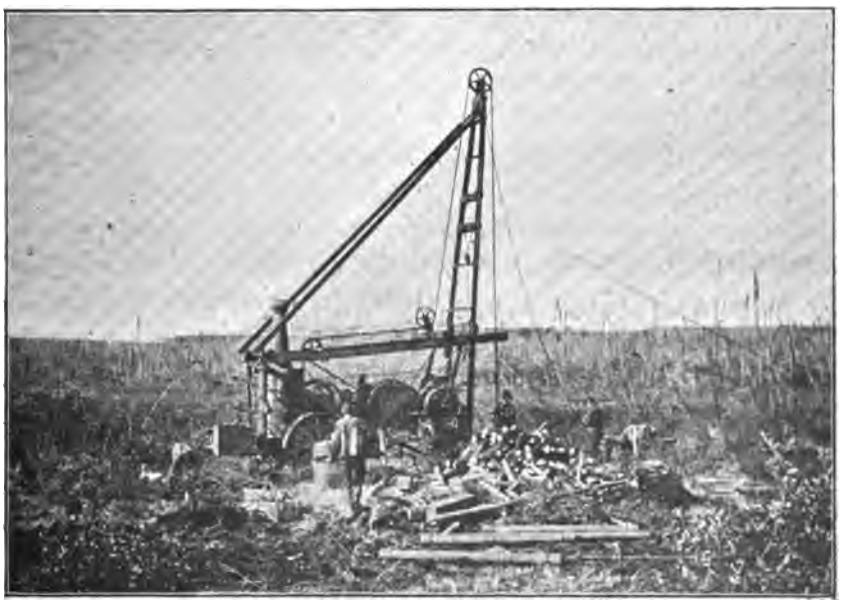


Fig. 159. — Sonde Keystone sur alluvions gelées au Klondyke.

le tuyau et on vide la boue en laquelle s'est transformé le muck. Le puits est fait, il ne reste qu'à le munir de son treuil d'extraction,

qui est à vapeur si les moyens de l'exploitant le lui permettent. Il trouve facilement du crédit si son claim est connu comme payant et si sa moralité est bonne.

Les sondages préalables, peuvent aussi s'opérer de cette façon, bien qu'on emploie aussi la sonde Keystone (*fig.* 159), surtout si les morts terrains qui recouvrent la couche aurifère ont une épaisseur considérable, qu'il serait trop long et trop coûteux de dégeler avec les pointes de vapeur.

L'abatage dans la couche s'opère aussi au moyen de pointes, mais l'effet utile de ces instruments a été considérablement aug-

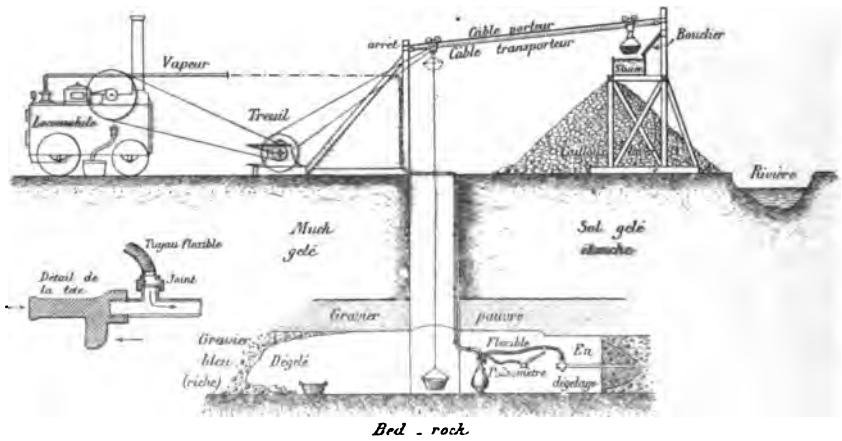


FIG. 160. — Pulsomètre alimentant une série de pointes de dégelage.

menté par l'idée, paradoxale au premier abord, de faire agir cette vapeur dans les pointes, non pas directement, mais *par l'intermédiaire d'un pulsomètre* placé dans la mine, au bas du puits, et qui sert en même temps de nourrice aux diverses pointes en service dans les travaux. Ces pointes sont d'ailleurs munies, à leur extrémité opposée à la pointe, d'une tête en acier pour permettre son enfoncement à coups de marteau et d'un talon permettant de la retirer aussi à coups de maillet (*fig.* 160).

L'interposition du pulsomètre a pour résultat de faire agir le mélange d'eau et de vapeur en circulation dans le tube, d'une façon discontinue, par à-coups, ce qui augmente considérablement la rapidité du dégelage.

On travaille avec les pointes pendant la nuit et on fait l'extraction des matières boueuses qui en résultent, pendant le jour. Comme les pointes ont dégelé une série de cônes adjacents, les ouvriers achèvent le travail en détachant au pic les culots intermédiaires qui ne sont pas encore réduits en boue. On voit distinctement sur la photographie (*fig.* 161) ces parties non dégelées qui subsistent entre les trous de dégelage.

Un seul pulsomètre suffit à entretenir un nombre de pointes correspondant à ce que peuvent extraire cinq mineurs dans leur

Fig. 161. — Chantier souterrain dégelé avec les « pointes ».

journée. C'est la capacité de travail ordinaire d'une association de petits mineurs travaillant pour leur compte ou comme locataires, car le prix des claims s'est beaucoup élevé aux environs de Dawson, dans ces derniers temps, et les mineurs qui veulent travailler pour leur compte sont obligés de s'écarter de plus en plus des centres déjà concurrencés.

Extraction. — L'extraction des matières s'opère à l'aide de sortes de boîtes en bois munies de crochets, qui permettent de les saisir soit avec un treuil d'extraction, soit avec un crochet à poulie, genre Temperley, avec lequel on élève les matières sorties du puits jusqu'à la hauteur du sluice porté sur des chevalets, installé, en général, à 7 mètres d'élévation, de façon à donner de la place pour la dé-

charge des tailings (*fig.* 160 et 162). Comme le travail souterrain est continu et qu'il n'y a d'eau liquide que pendant l'été, on entasse la production hivernale sous la forme d'un gros monticule, à côté du puits (*fig.* 163) et, dans ce cas, on construit à la base de ce tas un sluice posé sur terre, qu'on protège par des planches, afin qu'il ne soit pas écrasé. Il sert, une fois les beaux jours arrivés, à avaler tout le tas en le faisant ébouler dans ce « ground-sluice ».

FIG. 162. — Extraction et lavage au Klondyke. (La benne vient buter contre le bouclier en planches, verse son contenu dans le « mud-box », les pierres stériles sont rejetées et forment un tas sous le sluice.

Comme toute cette alluvion boueuse s'est immédiatement recollée à cause de la rigueur du climat et forme un monolithe glacé, on attaque ce tas avec une petite lance hydraulique, l'alluvion glacée, comme on va le voir plus loin, ne résistant pas à l'action d'un jet d'eau sous pression (*fig.* 166).

Lavage. — Cette partie de la méthode du Klondyke est de beaucoup la moins satisfaisante de toutes les opérations qui la constituent. C'est ainsi que, comme débourbage, on se contente d'une sorte de bassin rectangulaire placé sur le trajet du sluice et dans lequel les matières argileuses sont délayées à la main, ce qui, avec

des salaires de 8 dollars par dix heures, ne peut pas être considéré comme une solution bien recommandable (*fig.* 163).

Fig. 163. — Travail d'hiver. Mise en tas de l'alluvion extraite souterrainement.

Fig. 164. — Travail d'été. Réalisation du tas accumulé pendant l'hiver au-dessus du « ground sluice ».

L'emploi des under-currents, si répandu dans toutes les exploitations sibériennes possédant des lavoirs fixes, est encore inconnu. Enfin les dispositifs habituels pour retenir et sauver l'or fin ne sont pas

appliqués non plus. Il y a évidemment beaucoup à perfectionner à ce point de vue.

Il est d'autant plus nécessaire d'apporter des progrès au Klondyke que c'est sur cette région que se guident les autres exploitants,

Fig. 165. — Chantier profond au Klondyke
(double pelletage et débourbage dans le « Mud-box »).

notamment ceux de l'Alaska (*Birch Creek*, *Forty Miles*, etc.) et même ceux du *Cap Nome* et de la péninsule de *Seeward*. Les mineurs de l'Alaska, par exemple, qui ont adopté le dégelage à la pointe, feront bien de ne pas imiter ceux du Klondyke quand ces derniers négligent tout criblage préalable, que ce soit par de simples grilles à barreaux (grizzly) ou par plaques perforées. Ils rendent ainsi inutilisables des placers qui, avec peu de frais supplémentaires, produiraient de beaux bénéfices.

Une installation susceptible, par exemple, de dégeler, d'extraire

et de laver 150 yards cubes, soit 112 mètres cubes, par jour, avec un prix de revient de $ 1,50 par yard, pourrait, selon toute probabilité, moyennant une construction additionnelle valant de 500 $ à 2.000 $ comme frais de premier établissement, et avec des frais supplémentaires ne dépassant pas $ 0,10 par yard cube, récolter au moins 10 0/0 de plus sur son rendement en or total.

Fig. 166. — Système hydraulique au Klondyke.

Ces considérations sont d'autant plus importantes qu'il a été reconnu dans le district de *Tanana*, dont on parle beaucoup en ce moment, et sur lequel on s'attend à un véritable rush en 1905, que l'or fin de ces parages était excessivement pulvérulent, donnant jusqu'à 500 couleurs au cent. Cet or ne vaut que $ 17,70 par once (2 fr. 95 le gramme). Dans la péninsule Seeward, l'or de la crique *Ophir* donne 170 couleurs au cent et vaut $ 18,50 l'once (3 fr. 10 le gramme). Tout cet or sera certainement perdu si on lui applique les procédés de lavages actuels du Klondyke.

Le criblage préalable permettrait d'employer des sluices plus larges à lame d'eau plus mince, dans lesquels la proportion d'or fin

sauvé, serait naturellement supérieure à ce que peut donner un sluice étroit, à courant rapide et profond, indispensable pour entraîner les pierres et empêcher qu'il ne puisse être bloqué. Dans ce cas, l'allongement de la ligne des sluices ne produirait aucun avantage : le moindre under-current serait autrement efficace.

Dégelage des alluvions à la surface. — On opère pour ce dégelage comme pour creuser un puits; mais on a rarement recours à ce moyen. On commence par se débarrasser du « muck » par une ingénieuse application de la méthode hydraulique. On a vite reconnu que le sol gelé ne résiste pas à l'action du monitor et qu'il est très facile d'évacuer à peu de frais, sous forme de boues coulantes, tout le manteau de « muck » stérile superficiel (*fig.* 125 et 166).

Une fois ce travail préparatoire achevé, on procède à l'exploitation de l'alluvion aurifère proprement dite : ici, les solutions varient beaucoup.

Si la pente est suffisante, on pratique le système hydraulique complet en faisant écouler les matières aurifères soit dans un sluice construit spécialement à cette intention, soit dans un ground-sluice qu'on vient ensuite nettoyer avec des rockers.

Si la pente est insuffisante et provoque le blocage par les résidus stériles, on maintient l'écoulement libre au moyen du déblayage avec des pelles en fer traînées par des chevaux (*fig.* 167).

Enfin, si la pente est totalement insuffisante, on procède par excavateur remettant les déblais dans la fouille comme je l'ai décrit à la page 264. Cette méthode a donné de grands bénéfices aux exploitants qui ont pu l'installer, ce qui a représenté pour eux une grosse mise de fonds. à cause de la cherté des transports.

La grande difficulté que rencontre l'application du procédé hydraulique au Klondyke, c'est le *manque d'eau*, ce qui paraît paradoxal, étant donnée l'abondance bien connue des cours d'eau dans cette contrée. Mais c'est de l'eau *sous pression* qu'il faut, c'est-à-dire de l'eau captée dans les hauteurs, sur les montagnes et, dans ces endroits-là, elle fait défaut en été. Il est surtout difficile d'arriver à une hauteur suffisante au-dessus des lits de graviers accrochés aux flancs des vallées, ce que les Américains appellent les « *bench-gravels* » (*fig.* 155). Même pour le simple lavage avec des sluices installés au fond des vallées, l'eau est insuffisante bien souvent pour travailler régulièrement, ce qui porte un tort considérable aux exploitants, qui

ne disposent que d'un nombre de jours de lavage restreint et limité pendant le cours de l'année.

La fonte des neiges fournit, au début de l'été, de l'eau en abondance; mais quand cette source temporaire est épuisée, on est exposé à une sécheresse complète, à moins que les pluies d'été ne commencent en Juillet. Si ces pluies sont insuffisantes, une véritable famine d'eau sévit sur toutes les exploitations, et le rendement de l'année s'en ressent.

Certaines installations se sont organisées pour éviter cet incon-

Fig. 167. — Déblayage des stériles (Bonanza Cr.).

vénient en élevant l'eau au moyen de pompes à vapeur, soit pour hydrauliquer, soit simplement pour alimenter des sluices ordinaires. Le bois de chauffage, le seul combustible auquel on puisse s'adresser, est si cher sur les placers qu'il faut de bien riches teneurs pour permettre une telle dépense. Des canaux plus importants, projetés ou en cours d'exécution, sont destinés à porter remède à cette situation.

Au Cap Nome et dans l'Alaska, on a aussi installé des procédés hydrauliques « artificiels », mais sur une moins grande échelle qu'au Klondyke. On peut dire que cette question de l'eau est vitale pour toute cette région et que de sa solution dépend en grande

partie l'accroissement de la production qu'on attend de la mise en exploitation régulière des mines de « bench-gravels ».

Hydraulique avec pompage des résidus. — Une solution élégante pour l'exploitation des alluvions en contre-bas du sol a été appliquée avec succès dans la vallée de Bonanza. C'est une combinaison

Fig. 168. — Hydraulic System en contre-bas du sol avec relevage des matières au moyen d'une pompe chinoise.

du procédé hydraulique avec le relevage des matières au moyen d'une pompe chinoise. Voici comment est établi ce chantier.

On a commencé par atteindre le bed-rock par un puits creusé par le système de la pointe. Une fois arrivé au bed-rock, on y a appuyé une charpente *allant jusqu'au jour* et portant deux chevalements, un pour l'extraction, l'autre pour une pompe chinoise, c'est-à-dire pour une gaine en bois dans laquelle circule une chaîne portant des

palettes passant, à frottement doux, dans la gaine en question. Le tout est actionné par deux locomobiles.

On attaque alors, à partir du puits, l'alluvion et le « muck » par un monitor placé sur le bed-rock. Ce dernier sert de sluice naturel : une partie de l'or s'y dépose, on le recueille avec des rockers. Quant au courant d'eau et de sable, il est aspiré par la pompe à chapelet, qui le verse directement dans un sluice monté sur des chevalets, dans lequel s'achève le dépôt de l'or.

Fig. 169. — Drague à or dans un claim (Crique Bonanza).

L'ensemble de cette installation est indiqué dans la photographie représentée à la figure 168.

Dans cette même crique Bonanza se trouve aussi la drague dont j'ai parlé à la page 439 (*fig.* 169).

On voit donc, réunis sur des espaces très rapprochés, tous les systèmes connus d'exploitation : depuis le rocker et le sluice à bras, jusqu'aux dragues et aux excavateurs, en passant par les solutions les plus variées du système hydraulique avec pression naturelle ou artificielle de l'eau. L'esprit inventif des Américains et leurs qualités entreprenantes s'y sont donné un libre cours et en ont fait un champ

d'études comparatives des plus intéressants et des plus instructifs.

Je crois utile, en terminant ce paragraphe, de donner un résumé de la législation des claims aurifères dans la Colombie britannique, qui présente divers dispositifs originaux, notamment en ce qui concerne les encouragements à accorder aux inventeurs de districts aurifères nouveaux, qui sont à recommander.

PRINCIPES DE LA LÉGISLATION MINIÈRE DE LA COLOMBIE BRITANNIQUE

1° **Certificat de franc-mineur.** — Toutes personnes âgées de plus de dix-huit ans et toutes Compagnies à fonds social peuvent obtenir des certificats de franc-mineur en payant les taxes voulues. Ces taxes sont : pour un particulier, 5 $ par an ; pour une Compagnie à fonds social avec un capital de 100.000 $ au plus : 50 $; pour une Compagnie avec un capital de plus de 100.000 $, la taxe est de 100 $.

Tous ces certificats expirent à minuit, le 31 mai de chaque année. On peut obtenir des certificats à toute époque de l'année en payant des prix proportionnels au temps restant à courir.

Les porteurs de ces certificats sont libres de faire des explorations et des fouilles sur toutes les terres de la Couronne ou autres terres sur lesquelles ces droits sont réservés.

Aucun franc-mineur ne peut être porteur, si ce n'est par voie d'achat, de plus de un titre du claim relatif à une même veine ou à un même filon. Dans le cas des placers, un mineur ne pourra obtenir plus d'un claim sur tout ruisseau, ravin ou coteau et pas plus que deux dans la même localité, dont un seul sera un claim de ruisseau.

Dans le cas où un franc-mineur laisserait expirer son certificat, son emplacement retourne à la Couronne, si ce n'est déjà une concession acquise. Toutefois, lorsque d'autres francs-mineurs sont associés comme copropriétaires, le titre de ce premier revient à la compagnie, au prorata des intérêts de chaque associé.

Tout actionnaire d'une compagnie minière constituée en corporation n'est pas tenu d'être porteur d'un certificat.

2° **Claims de quartz aurifère.** — Tout franc-mineur a le droit de faire enregistrer des claims de quartz aurifère.

Celui qui a découvert des mines de ce genre peut déterminer un claim de 1.500 pieds sur 1.500 pieds, en posant des bornes légales à chaque extrémité. Chaque borne devra indiquer le nom de claim, celui du découvreur et le nombre de pieds de chacun des côtés de la ligne de limitation de la mine.

Le claim devra être enregistré chez l'Agent des Mines du District dans les quinze jours de sa découverte. Si la mine en question se trouve en deçà de 10 milles du bureau de cette Agence, il sera accordé une journée pour chaque 10 milles additionnels. Si le claim est éloigné de plus de 100 milles de ce bureau et situé dans une région où il y ait déjà d'autres claims, cinq mineurs patentés pourront remplir la fonction de l'Agent des mines; mais si ces mineurs négligent pendant trois mois de donner avis de cette déclaration à l'Agent du Gouvernement qui fera la délimination définitive, le claim peut être refusé.

Le droit d'enregistrement d'un claim est de $ 5,00.

Cent dollars au moins doivent être dépensés chaque année sur le claim, ou à défaut de travaux suffisants, payés à l'Agent des mines. Le mineur, en faisant exécuter les travaux d'arpentage et en se soumettant à certains autres travaux exigés, pourra acheter le terrain moyennant $ 5,00 par acre au comptant, mais il paiera seulement $ 2,00 si on a déjà accordé le droit de surface à un tiers.

La redevance sur les produits extraits ne peut en aucun cas dépasser 5 0/0 de ces produits. Elle est actuellement de 2,50 0/0.

Cette redevance a été, dans les débuts du Yukon, de 10 0/0 sur le brut, taux qui provoqua de violentes oppositions. Il a été abaissé successivement à 5 à 4, et enfin à 2,50 0/0 du produit, taux actuel, ce qui a donné aux travaux une grande impulsion. Malgré ou plutôt grâce à ces abaissements successifs, le montant total des redevances s'accroît régulièrement chaque année.

3° **Claims alluvionnaires.** — Les claims d'alluvion se délivrent sur les criques, les rivières et les montagnes : ils mesurent 220 pieds dans la direction de la crique ou de la rivière et 1.000 à 2.000 pieds de largeur.

Tous les autres claims sont des carrés de 250 pieds de côté.

Les claims d'alluvion portent deux bornes légales à chaque extrémité. Délai pour l'obtention du certificat: dix jours, si on se trouve

dans un rayon de 10 milles du Bureau des Mines ; un jour de plus est accordé pour chaque 10 milles ou fraction de 10 milles en plus. Même règle que pour les claims de quartz, si on se trouve à plus de 100 milles.

Les mineurs, ou la Compagnie ou toute personne employée aux travaux, à l'exception des domestiques de deux sexes, doivent avoir le certificat de franc-mineur.

Le Gouvernement se réserve, pour le service des Écoles, de la Poste et des Églises, un claim franc après chaque 10 claims.

L'enregistrement d'un claim alluvionnaire coûte $ 15. Le droit régalien ne peut pas être supérieur à 5 0/0. Les 5.000 premiers dollars de production du placer sont *exempts de tous droit*, et ce, *chaque année*. Autrement dit, un placer qui n'extrait que 5.000 dollars par an, *ne paie aucun droit sur son or*.

Un claim peut être abandonné et remplacé par un autre sur le même ruisseau ou rivière, en en donnant avis et en en payant le droit afférent, qui est de : pour la renonciation $ 10 et pour le nouvel enregistrement $ 2 seulement.

Un mineur est obligé d'exécuter chaque année sur son claim une dépense d'au moins $ 200 ou, à défaut de travaux, de payer une somme égale au Greffier des Mines pendant les trois premières années et $ 400 pour les années suivantes.

Le mineur doit obtenir un certificat constatant que l'ouvrage minimum ou que le paiement du forfait ont été exécutés, faute de quoi, le placer est réputé abandonné et peut être valablement « *jumped* », (littéralement : « sauté dedans ») par un autre franc-mineur.

4° **Claims dits : « de découverte ».** — Dans le but de favoriser la recherche de nouveaux placers, la Loi accorde à tout *inventeur d'une nouvelle région aurifère* les avantages suivants :

Lorsqu'un franc-mineur ou deux francs-mineurs associés découvrent un nouveau placer et que les conditions constituant la nouveauté de la découverte paraîtront satisfaisantes au Commissaire du District, les découvreurs auront droit :

S'il y a un seul découvreur, à un claim de 600 pieds ;

Si c'est une association de deux francs,-mineurs, à deux claims mesurant, en tout, 1.000 pieds ;

Et à tout membre d'une association de plus de deux mineurs : un claim de proportion ordinaire seulement.

La distance à tout autre claim déclaré doit être de 5 milles au moins, que ce soit dans le même bassin ou dans des bassins voisins.

Il n'est imposé *aucun droit régalien sur l'or* sorti des placers concédés au titre de découverte nouvelle.

5° **Claims pour exploitation hydraulique.** — Ces claims sont beaucoup plus grands que les précédents : ils ont un front pouvant atteindre 5 milles de longueur sur 1 de large. Ils peuvent être loués pour vingt ans, pourvu que le terrain ait été prospecté par celui qui en fait la demande ou par son agent, qu'il ait été trouvé impropre au travail au sluice ordinaire et qu'il ne contienne dans ses limites aucun claim minier déjà accordé.

Un loyer annuel de $ 150 par mille de longueur et une redevance maxima de 5 0/0 sur le poids brut récolté au delà de $ 25.000 de production annuelle est exigé du locataire. Les travaux doivent être commencés dans le délai d'un an après la signature du bail, et au moins $ 5.000 y doivent être dépensés chaque année ou payés au Commissaire des Mines.

6° **Dragage des rivières.** — Tout franc-mineur peut obtenir six permis couvrant 5 milles de longueur de rivière chacun pour une période de vingt ans renouvelable. Le droit ainsi concédé est limité au lit des rivières, aux barres et ilôts submergés au moment des hautes eaux, la démarcation devant se faire au début du mois d'Août.

Le porteur de ces permis devra, dans les deux années qui suivront l'obtention du titre, tenir au moins une drague en opération et une autre sur chacune des concessions de 5 milles, dans les six ans de la même date. Loyer : $ 100 par mille pour la première année et $ 10 par mille pour chaque année subséquente. Droit régalien : maximum 5 0/0. Somme exemptée d'impôt chaque année : $ 15.000 par drague.

DEUXIÈME PARTIE

FILONS

GÉNÉRALITÉS SUR LES FILONS AURIFÈRES

Nous allons aborder maintenant les méthodes qui s'adressent, non plus à l'or libre dans des gisements secondaires, comme c'est le cas pour l'exploitation des placers, mais dans son état normal, c'est-à-dire contenu dans l'écorce terrestre sous forme de *filons*, d'*amas* ou même de *roches aurifères en masse*. C'est un genre d'industrie tout à fait différent de celui que nous avons décrit jusqu'ici, et les méthodes d'extraction sont aussi beaucoup plus nombreuses et variées, vu qu'il s'agit de traiter des minerais présentant des compositions et des associations de minéraux très variables et qui ne se comportent pas de la même façon dans les réactions chimiques qu'on leur applique.

Aussi, tandis que, dans l'exploitation des placers, on ne s'adresse qu'à un petit nombre de moyens pour arriver à la séparation de l'or et que tous ces procédés, sauf l'amalgamation, sont des moyens *purement physiques*, nous serons, au contraire, dans l'exploitation filonienne, obligés de recourir non seulement aux propriétés physiques du métal précieux qu'il s'agit d'extraire, mais aussi, et c'est là le grand pas qui a été récemment accompli, aux *propriétés chimiques* de *dissolution* par des *liquides appropriés* ce qui entraîne une foule de réactions parfois très complexes, dont on trouvera plus loin une étude détaillée.

Je ne puis, étant donné le but de cet ouvrage, entrer dans des considérations géologiques relatives à la formation des gisements aurifères ni, *a fortiori*, discuter sur leur origine. J'ai déjà développé dans la première partie de ce livre un certain nombre d'idées générales à ce sujet et je n'y reviendrai pas ici. Je me bor-

nerai seulement à rappeler que les gîtes aurifères en place présentent presque tous cette particularité de contenir aux affleurements et jusqu'à une certaine profondeur au-dessous de la surface de l'or à *l'état libre*. Cette partie oxydée des gîtes donne ce que les Anglais appellent les « *free milling ores* », c'est-à-dire des minerais dans lesquels l'or, dégagé des combinaisons ou associations qui sont de nature à gêner l'amalgamation, ne demande qu'à être mis en liberté par un broyage suffisamment fin pour que toutes les particules métalliques venant au contact du mercure ou des plaques amalgamées, soient retenues par cet amalgame. C'est le premier stade du traitement auquel correspond, comme type classique d'appareil à employer, le moulin californien ordinaire qui a été, on peut le dire, créé et amené à un tel degré de perfectionnement qui ne laisse plus guère place qu'à des améliorations d'un ordre tout à fait secondaire.

A partir d'une certaine profondeur, qui dépend des circonstances locales, les minerais aurifères changent de composition dans l'immense majorité des cas et on voit alors apparaître des combinaisons complexes : sulfures, arséniures, tellures, dans lesquelles l'or se trouve souvent en aussi grande quantité que dans les minerais de surface, mais sous une forme où il n'est plus que partiellement amalgamable. C'est alors qu'interviennent les méthodes nouvelles qui ont amené une révolution complète dans les procédés des traitement de minerais aurifères et qui, après les tâtonnements du début, sont devenues maintenant suffisamment classiques pour que leurs traits généraux puissent être fixés d'une façon définitive.

Classification des minerais. — En principe, nous diviserons donc les minerais aurifères en deux catégories :

1° Les minerais contenant de l'or à l'état libre (*free milling ores*);

2° Les minerais à or combiné (*refractory ores*, *rebellious ores*, *combined gold*, *etc.*); le terme d'*or combiné* est un terme impropre, car il paraît bien certain que, dans la plupart des cas, l'or se trouve à l'état de mélange et non de combinaison, notamment dans les pyrites aurifères, si fréquentes dans les minerais dont nous nous occupons.

A ces deux classes de minerais correspondent deux genres de traitements bien distincts que je vais décrire. Mais avant d'entrer

dans le détail de cette question, je dirai d'abord quelques mots des recherches filoniennes, de même que j'ai décrit, avec soin, les méthodes de prospection des placers avant d'aborder la description des procédés d'exploitation de l'or alluvionnaire.

Il est indispensable en effet de pouvoir trouver dans un ouvrage comme celui-ci des indications un peu précises sur la recherche des gisements aurifères. Traiter cette question n'est pas en réalité sortir du cadre que je me suis proposé, car, pour une mine d'or plus que pour toute autre, il importe de procéder à la reconnaissance détaillée du gisement avant d'y installer les appareils de traitement pour les minerais qu'on compte extraire.

Je ne saurais trop insister sur ce point capital.

Innombrables sont les affaires, dans lesquelles on a construit des moulins complets et dépensé tout le capital effectif à ces installations, avant de s'être rendu compte de l'existence en quantité suffisante de minerai payant dans la mine. Cette erreur s'explique par l'état d'emballement que cause sur l'esprit des actionnaires la découverte de quartz aurifères à teneurs élevées, et par le désir d'arriver au plus vite au moment où on sera en mesure de recueillir le métal précieux, ce qui empêche d'apprécier avec sang-froid les circonstances défavorables qui peuvent se présenter. Cumenge et Fuchs ont parfaitement décrit cet état d'esprit des exploitants :

« S'il est juste de dire qu'aux États-Unis on s'abstient de procé-
« der prématurément à des installations coûteuses et si, à l'inverse
« de ce qui se passe trop souvent dans les entreprises dirigées par
« une administration européenne, on réduit au strict nécessaire
« l'installation des bureaux et d'autres dépendances, il n'est pas
« moins vrai que, dans ce pays même, on a une tendance générale
« à construire tout d'abord le moulin, quitte à développer ultérieu-
« rement la mine.

« Le fait qu'il existe aux États-Unis, principalement à Chicago
« et à San-Francisco, de grands établissements de construction de
« matériel de mines et d'usines, toujours prêts à fournir, à bref
« délai, des usines de traitement métallurgique et à les livrer à prix
« fixe, favorise singulièrement cette tendance dangereuse.

« Trop souvent il arrive alors que le filon ne répond pas aux
« espérances que l'on avait conçues, et, comme, d'autre part, il
« faut toujours un temps assez long pour ouvrir une mine et la

« développer, les capitaux viennent à manquer. Aussi un nombre « considérable de moulins restent-ils sans emploi. Il faut avoir « parcouru les régions minières des États-Unis pour se faire une « idée de la quantité extraordinaire de moulins à or et à argent « qui restent ainsi à l'abandon dans les solitudes du Far-West. »

Des recherches. — Les travaux de recherches dans les filons et gîtes aurifères sont en général conduits au moyen de puits et de galeries qu'on dirige de façon à mettre en évidence, le plus économiquement possible, un cube de minerai suffisant pour autoriser l'installation d'une usine de traitement. On cherche aussi à disposer ces travaux de façon à ce qu'ils puissent servir à l'exploitation du gisement quand on entre dans cette deuxième phase de l'existence d'une mine d'or. Il convient, dans ces recherches, d'utiliser un matériel bien approprié à ce genre de travaux et qui soit facilement transportable, car on opère en général dans des pays neufs encore dépourvus de moyens de communication. Il est d'autant plus nécessaire d'avoir un matériel portatif et interchangeable qu'on est fréquemment appelé à changer les points d'attaque, à ouvrir successivement une série de puits avec le même matériel, et c'est alors que les treuils et chevalements métalliques démontables en petits éléments peuvent rendre d'éminents services.

On peut aussi opèrer par sondages, à la tige ou à diamant, surtout lorsqu'on a affaire à des gisements aurifères déposés suivant une loi géologique bien connue : par exemple dans les gîtes dits *bankets*, si populaires au Transvaal, ainsi que dans les gisements interstratifiés, développés dans les anticlinaux en forme de *selles*, si caractéristiques, dans la région de Bendigo (Australie); les sondages au diamant y ont rendu et y rendront encore d'inappréciables services. On sait que, par cette méthode, on obtient une série de témoins qui reproduisent fidèlement l'épaisseur, la nature et la pente des terrains aurifères, de sorte que c'est sur un véritable échantillon, solide, du minerai aurifère, quand la sonde l'a atteint, qu'on peut opérer les essais de teneurs.

Travaux de cubage. — Les recherches ne peuvent être considérées comme complètes que si elles aboutissent à une possibilité de

cubage du minerai qu'elles ont ainsi mis en vue. La règle des gens prudents est, en effet, de ne décider l'érection du moulin qu'après qu'on a mis en évidence dans le gîte une quantité de minerai suffisante pour assurer pendant une durée *de deux années au moins* la marche à pleine capacité de l'usine qu'il s'agit de construire. On considère à juste titre que c'est là un minimum de début, à condition, bien entendu, qu'on ne s'en tienne pas là en fait de travaux préparatoires et qu'on continue, une fois l'exploitation commencée, à tracer de nouveaux étages en direction ou en profondeur suivant les indications qu'ont procurées les premiers travaux de recherches, de *façon à ne jamais perdre cette avance*. Elle reste alors comme une garantie de sécurité, aussi bien pour la Direction de la mine que pour les actionnaires, destinée à parer aux accidents toujours à craindre dans une exploitation minière et aussi, à permettre d'exécuter des travaux de longue haleine, tels que percements de galeries d'écoulement, approfondissement d'un puits d'extraction, etc., qui demandent souvent plusieurs années pour être menés à bien.

Échantillonnage d'une mine d'or. — Le cubage et l'échantillonnage d'une mine d'or constituent des opérations délicates et sur lesquelles les ingénieurs les plus compétents peuvent parfois différer considérablement d'avis. Il s'agit en effet d'apprécier la teneur moyenne, d'opérer, en réalité, un échantillonnage général portant sur des quantités considérables de matières, lesquelles ont presque toujours des teneurs très variables et d'arriver à donner un chiffre qui ne puisse en aucun cas être inférieur à celui qui sera réellement obtenu par l'exploitation de la masse ainsi estimée.

Le problème est d'autant plus difficile qu'on ne peut reconnaître les quantités de minerai mis en évidence que le long des galeries au moyen desquelles on a préalablement découpé un certain nombre de « blocs », c'est-à-dire des portions du gîte reconnues ainsi sur deux, trois ou quatre faces par des galeries horizontales et des cheminées de communication ; mais, comme il est impossible de pénétrer dans l'épaisseur de ces blocs et de reconnaître quelle est la variation probable de richesses dans l'épaisseur de ces masses en place, il n'y a en réalité, pour être absolument certain de la teneur, qu'un seul moyen possible, c'est d'exploiter le minerai, ce qui revient à répondre à la question par la question.

La difficulté d'appréciation augmente encore lorsqu'il s'agit d'estimer, ce qu'il est raisonnable d'attendre du minerai, *situé au-dessous du niveau le plus profond ouvert dans la mine* à l'époque où se fait le cubage ainsi que l'échantillonnage. On entre alors dans un domaine où les inconnues augmentent encore, et où l'on n'a pour apprécier ce qu'on appelle le *tempérament* de la mine, c'est-à-dire la loi plus ou moins empirique, qu'on a pu reconnaître dans les traçages, que les connaissances acquises par l'ouverture de niveaux supérieurs. Ces travaux ont aboutit, en général, à faire reconnaître une série de *colonnes riches*, *verticales* ou *inclinées*, séparées par des intervalles plus pauvres ou même stériles, qu'on commence par défalquer du cubage probable en profondeur.

Ces considérations prennent plus d'importance encore quand il s'agit non pas seulement de faire un cubage en vue de décider l'installation d'un moulin; mais, quand il est question de *vendre* la mine ou au contraire d'en *devenir acquéreur*. Les conditions ordinaires de ces genres de contrats consistent :

1° A spécifier un *paiement en espèces* représentant le bénéfice à attendre de la réalisation du *stock découpé*.

2° A recevoir ou à payer, en titres, une *participation en papier*, fixée en général aux environs du *tiers de la valeur totale de l'affaire* et qui représente la part de bénéfice restant aux premiers propriétaires. On voit d'après ce qui précède que, suivant la position de vendeur ou d'acheteur, on peut différer considérablement dans l'application des coefficients de sécurité que tout homme prudent doit apporter dans le cubage géométrique du minerai découpé dans une mine. Autant il est facile de s'accorder sur ce chiffre théorique, autant on peut différer, de bonne foi, sur le coefficient de réduction à lui appliquer.

Définition du minerai en vue (Ore in sight). — Cette question du minerai découpé (*ore in sight*) a été très sérieusement discutée dans ces derniers temps aux États-Unis, et on cherche — avec juste raison à mon avis — à établir une règle précise pour la claire définition du cube découpé dans une mine.

On sait que la plupart des Rapports de mines, rédigés par les Anglais ou les Américains, sont établis sur des bases tout à fait différentes de celles que nous adoptons en France. D'abord, l'art de la forme

n'existe pas pour eux; les considérations géologiques se réduisent au minimum indispensable pour faire comprendre le mode de gisement du minerai, pas davantage. Aller au delà ne serait d'abord

Fig. 170. — Une prise d'échantillon.

pas, en général, de la compétence du rédacteur du Rapport et serait en outre considéré comme sortant de son domaine.

Rien n'est plus typique, à ce point de vue, que l'examen d'un des carnets-modèles de Rapport de mines, qui se vendent dans toutes les librairies des États-Unis. On lit par exemple dans le *Report Book for Mining Engineers*, par Charleton, à la page 8, réservée à la géologie, les indications suivantes à remplir :

« La roche du toit du filon numéro..... est du.....

« La roche du mur est du.....

« On rencontre des dykes (intrusions) de.....

« La contrée environnante est composée de... Elle est arrosée par... criques, affluents de la rivière..... »

L'étude géologique est finie.

Il y a, toujours d'après le même carnet, *neuf points* à fixer dans un Rapport de Mine :

1° Minerai découpé, sa valeur totale ;

2° Pertes dans le traitement ;

3° Coût des installations, des chemins, etc. ;

4° Coût des développements de la mine ;

5° Prix de revient, abatage, traitement, frais généraux, redevances et transports ;

6° Temps nécessaire pour développer la Mine ; durée de l'exploitation ;

7° Temps nécessaire pour mettre la mine en exploitation normale.

8° Coût de la constitution de la Société ;

9° Valeur des installations après exhaustion de la mine (amortissement à onze ans).

L'ingénieur, après avoir rempli le carnet, le signe, touche ses honoraires et considère son œuvre comme terminée.

Ces données, enfilées ainsi dans un ordre quelconque, ont au moins le mérite d'être nettes et de permettre aux intéressés d'en tirer des conclusions, tandis que les ingénieurs d'autres nationalités ont trop souvent le défaut de ne pas conclure ou bien entourent leurs conclusions de réserves tellement multiples, pour couvrir leur responsabilité, qu'elles ne permettent plus de servir de base à une décision ferme.

Je donne, comme exemple de cubage de minerai découpé, trois plans détaillés que j'emprunte l'un à un article paru dans l'*Engineering and Mining Journal* sur cette importante question de l'estimation du minerai en vue dans une mine de teneur médiocre. Le second est, d'après M. de Launay, un exemple d'échantillonnage d'une mine d'or de teneur moyenne au Transvaal ; enfin le dernier schéma est une estimation faite par moi-même sur un des filons de la mine d'Adieu Vat, en Guyane française, filon de faible puissance, mais extrêmement riche (*fig.* 171, 172 et 173).

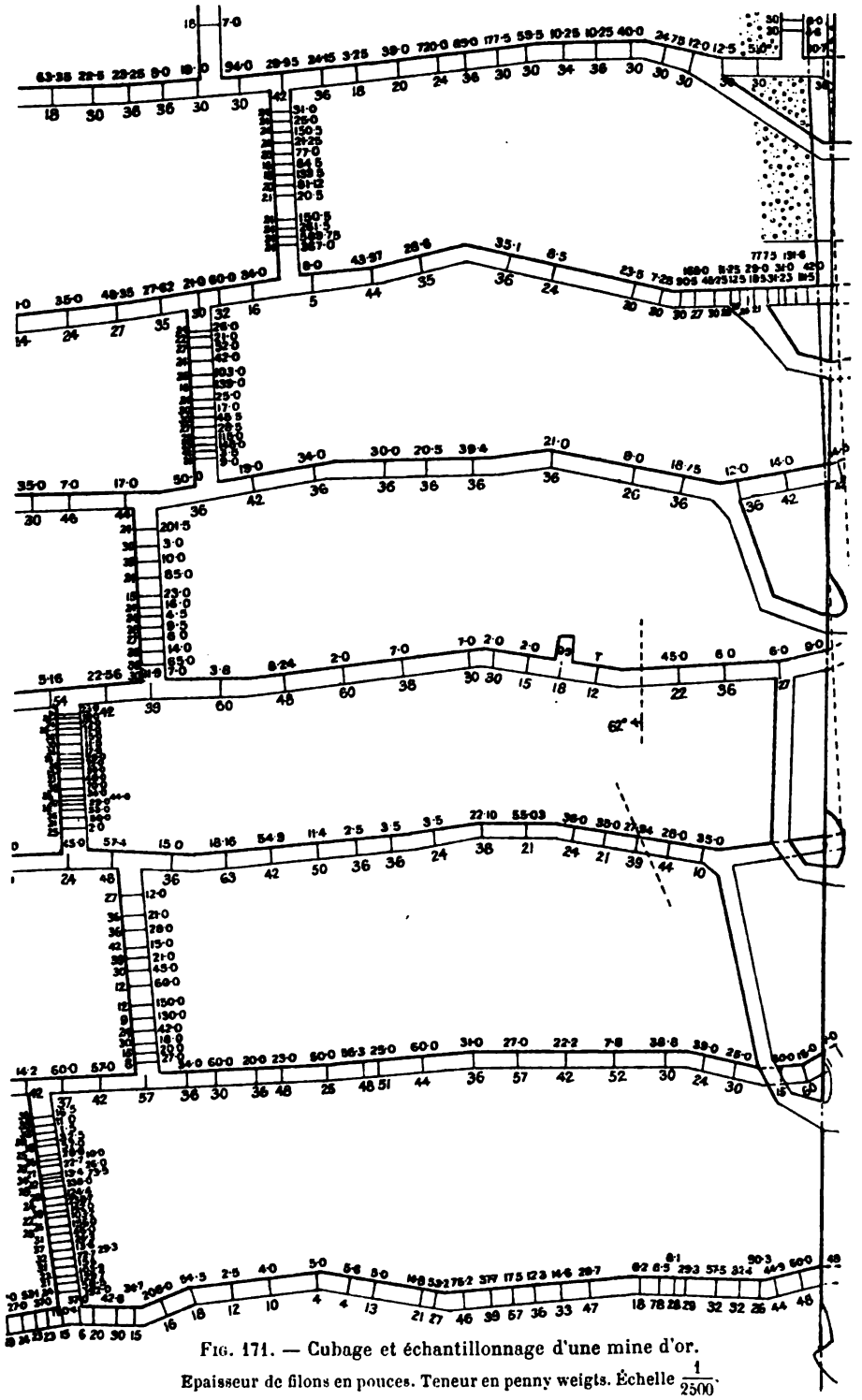


FIG. 171. — Cubage et échantillonnage d'une mine d'or.

Epaisseur de filons en pouces. Teneur en penny weigts. Échelle $\frac{1}{2500}$.

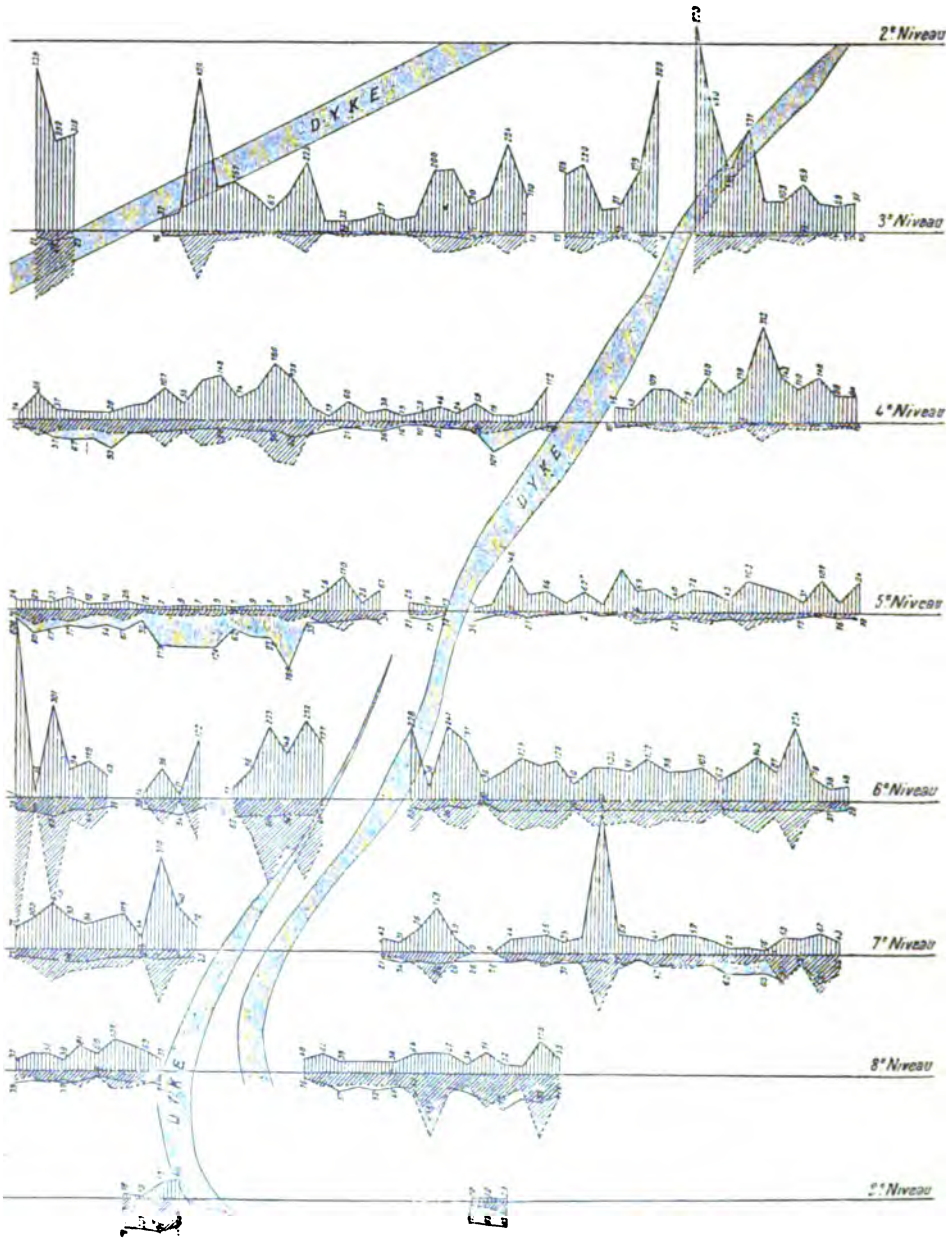


FIG. 172. — Cubage et échantillonnage d'une mine d'or. — Plan d'essais montrant le peu d'influence des dykes sur les variations de la teneur. La courbe supérieure représente les teneurs en grammes par tonne ; la courbe inférieure (en traits pleins), l'épaisseur en centimètres ; la courbe inférieure (en traits interrompus), le produit de l'épaisseur par la teneur ou la richesse. Echelles : Longueurs des galeries et hauteurs $\frac{1}{1250}$. Epaisseur des couches $\frac{1}{200}$. Teneur en or (en grammes à la tonne) 1 centimètre pour 200 grammes Richesse : 2 millimètres représentent 10 grammes à la tonne pour une épaisseur de 1 mètre de la couche.

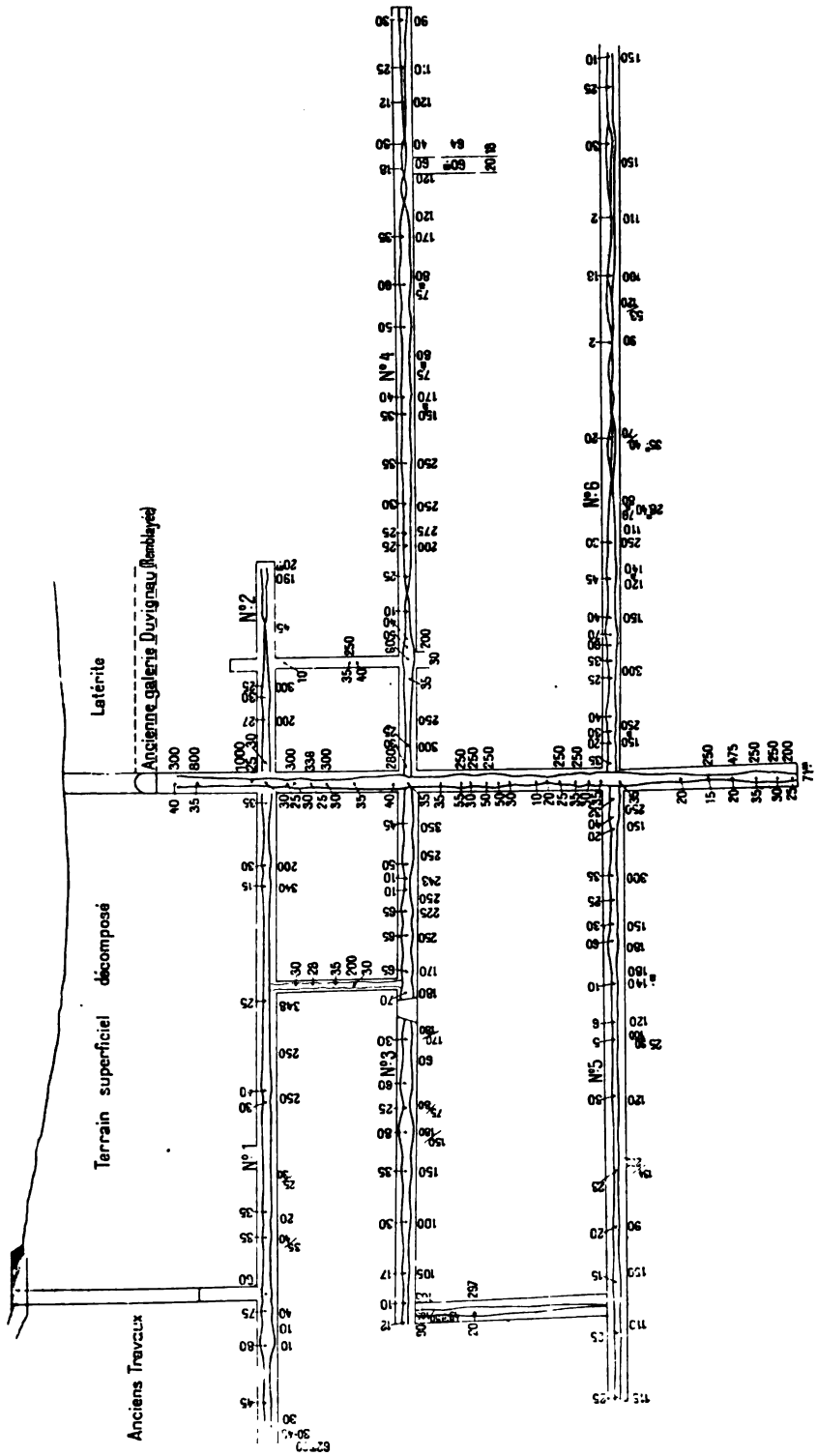


FIG. 173. — Cubage et échantillonnage de la mine d'Adieu-Vat (filon du Rocher), Guyane française.

Règle de l' « Institution of Mining and Metallurgy ». — Le Conseil de l' « Institution of Mining and Metallurgy » de Londres, a émis, au sujet de cette question de l' « *ore in sight* », une décision qu'il est bon de faire connaître :

1° « Les membres de l'Institution ne devront employer le terme « de « *minerai en vue* » (*ore in sight*) dans leurs Rapports qu'en « indiquant d'une façon absolument explicite les faits sur les- « quels est basée leur estimation, et il est *très désirable* que ces « faits soient illustrés par des *dessins cotés*.

2° « Le terme « minerai en vue » est fréquemment employé pour « désigner deux facteurs distincts, à savoir :

« *a*) minerai découpé, « c'est-à-dire celui qui est présenté sur « *trois faces au moins ;*

« *b*) « celui dont on peut raisonnablement certifier l'existence, « bien *qu'il ne soit pas découpé encore.*

« Ces deux facteurs devront toujours être établis séparément, « car *a*) est déterminé par des règles fixes, tandis que *b*) dépend « du jugement individuel de chaque ingénieur et des conditions « locales d'expérience.

3° « *Tout ingénieur qui emploie le terme « minerai en vue » doit « donner la preuve que ce minerai est exploitable avec bénéfice* « dans les conditions de main-d'œuvre, fournitures, etc., usuelles « dans le district.

4° « Les membres de l'Institution, dans le but de protéger les « intérêts essentiels de la profession, devront faire tous leurs « efforts pour *interdire l'emploi du terme « minerai en vue »*, dans « des conditions autres que celles ci-dessus établies. Le Conseil « les avise qu'il ne sera toléré ni ambiguité ni mystère dans l'appli- « cation de ces règles, et que toute incertitude sur ces points essen- « tiels sera considérée comme une indication de malhonnêteté ou « d'incompétence. »

Cette réglementation est excellente et de nature à conférer à la signature des membres de l'Association ou à celle des ingénieurs qui déclarent adhérer à ses Règlements, une réelle autorité.

Moulin de prospection. — Avant de décider l'installation d'une usine, toute recherche entreprise sur des filons aurifères comporte l'achat et l'installation d'un *moulin de prospection* destiné au trai-

tement des matières extraites des travaux de développement, ce qui donne des résultats précieux au point de vue de l'évaluation de teneur moyenne des parties du gîte traversées. Les puits et galeries tracés dans le minerai qu'on se propose d'exploiter constituent en effet d'excellents témoins pour la prise d'essai, et on ne saurait donner trop d'importance à ce traitement en petit des minerais retirés. Les moulins de prospection ne retiennent *qu'une partie de l'or amalgamable* existant dans le minerai ; ce sont des instruments trop simples et trop rudimentaires pour qu'on puisse attendre d'eux un coefficient d'extraction satisfaisant de l'or total contenu dans les matières traitées. Aussi convient-il de conserver leurs tailings, qu'il sera plus tard avantageux de repasser dans l'usine définitive ; mais comme il est facile, d'ores et déjà d'essayer ces tailings au laboratoire, on peut, en ajoutant la teneur ainsi trouvée à celle effectivement retirée dans le bocard et sur les plaques d'amalgamation du *prospecting mill*, avoir une appréciation très exacte de la teneur moyenne des minerais passés dans cet appareil.

Spécification d'un moulin de prospection. — Le type le plus répandu est à trois pilons. La maison Fraser et Chalmers, de Londres, le livre complet avec tous ses accessoires, sa charpente, sa machine motrice montée sur la chaudière, ses courroies de transmission et ses plaques d'amalgamation.

Un moulin de ce genre passe par journée de vingt-quatre heures, déduction faite du temps nécessaire pour le nettoyage et le graissage, un poids de 1.500 à 1.800 kilogrammes de quartz moyennement dur.

Le concassage préalable s'opère à la main. Les morceaux ne doivent pas être plus gros qu'une noix. Il est avantageux de disposer d'un distributeur automatique, si ce supplément de poids à transporter n'est pas un empêchement. On en est récompensé par un accroissement notable de la production, surtout pendant la nuit, où la surveillance de l'alimentation est difficile.

La figure ci-contre (*fig.* 174), donne une vue d'ensemble de cet appareil.

Son coût est de 5 à 6.000 francs, suivant le modèle et le soin apporté dans sa construction. Un supplément de prix est à prévoir si les pièces doivent être sectionnées pour le transport à dos de mules ou même d'hommes.

Le montage peut être fait très rapidement et en plein air, si le climat n'est pas pluvieux.

Les constructeurs livrent, en général, avec l'appareil, un plan de montage repéré, avec les numéros correspondants sur les diverses pièces, de façon que le montage peut être exécuté sur place par des monteurs quelconques.

Voici la spécification des diverses pièces composant le moulin :

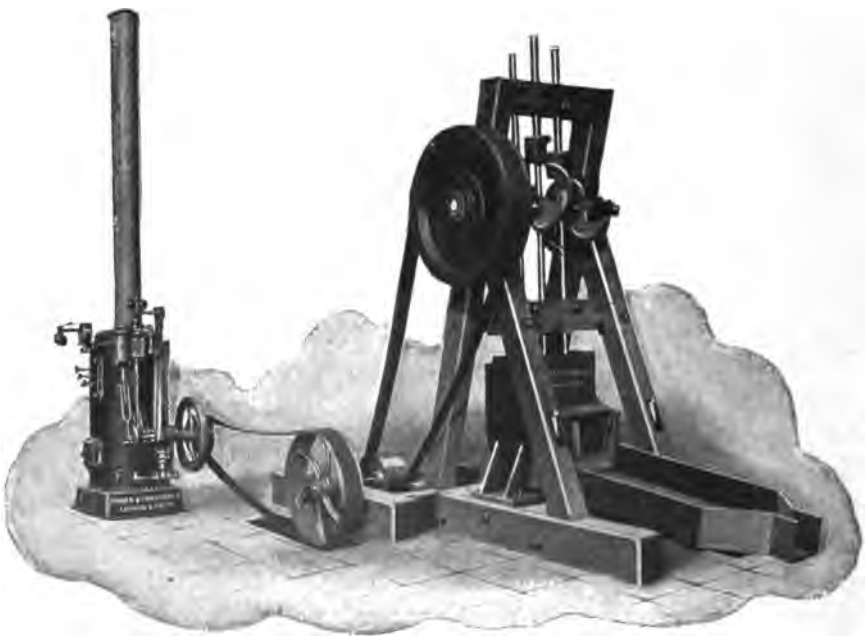


Fig. 174. — Vue d'ensemble du moulin de prospection, Fraser et Chalmers, type à 3 pilons.

Machinerie. — Trois pilons pesant chacun 112 kilogrammes (250 lb.), réunissant tous les perfectionnements des grands pilons de broyage, combinés de façon à battre dans un seul et même mortier.

Transmission par courroie, poulie de commande en bois, charpente, boulons d'assemblage et de fondation et tuyautage de distribution d'eau.

Un mortier en fonte pesant environ 450 kilogrammes, muni de ses plaques d'amalgamation en avant et en arrière des pilons. Le fond et le cadre des tamis doivent être rabotés ;

Un cadre en bois avec son tamis, en tôle douce de Russie ;

Deux clefs de serrage pour fixer le cadre du tamis;

Trois sabots de pilons en acier forgé,

Trois dés en acier forgé;

Trois têtes de pilon en acier fondu, prêtes à recevoir la flèche et le sabot ;

Trois flèches en acier doux, extrémités coniques permettant de les retourner en cas d'usure ou de rupture.

Trois mentonnets munis de leur pièce de serrage (*gib-tappet*) en acier ;

Trois cames en acier coulé prêtes à poser, avec leur angle de calage;

Un arbre porteur des cames en acier forgé, tourné, prêt à poser;

Deux colliers supports des coussinets et deux coussinets garnis de métal antifriction pour l'arbre à cames ;

Trois garnitures pour les guides des tiges;

Trois doigts de retenue pour suspendre les pilons;

Une plaque de caoutchouc pour la fondation du mortier.

Tous les boulons nécessaires pour le montage, opération qui doit en tout cas être exécuté à blanc, à l'usine, avant l'emballage.

La charpente complète pour le montage de la batterie, et la table où sera posée la plaque d'amalgamation.

Distribution de l'eau. — Une distribution d'eau complète, à relier avec le réservoir ou le canal d'amenée d'eau qui doit être créé sur place, avec tous les robinets nécessaires et une manche en caoutchouc pour le nettoyage des plaques d'amalgamation et du moulin.

Plaques de cuivre. — Une plaque de cuivre de qualité supérieure, de 3 millimètres d'épaisseur et de $1^m,20$ de long sur $0^m,60$ de large.

Cette plaque doit être argentée sur une face à raison de 3 grammes et demi par décimètre carré.

Transmissions. — Une poulie en bois, montée sur l'arbre à cames, diamètre : $0^m,90$; largeur : 17 centimètres.

Un arbre de transmission intermédiaire, fixé sur le bâti inférieur avec deux poulies de, respectivement, $0^m,45$ et $0^m,75$ de diamètre et de 17 centimètres de largeur.

Deux courroies en quatre épaisseurs, en cuir ou en balata, ayant

respectivement 7^{m},20 et 15 mètres de longueur. Largeur commune : 15 centimètres.

Force motrice. — La machine à vapeur, de 3 chevaux de force, est montée sur le même bâti que la chaudière, mais sur un support indépendant, de façon à ne pas être influencée par les dilatations en contractions de la chaudière. Elle est munie d'un volant, d'un régulateur, de son tuyautage de vapeur et de ses graisseurs automatiques. Toutes les pièces du mouvement doivent être en acier de première qualité.

Chaudière. — Elle doit aussi être entièrement en tôle d'acier de première qualité, et elle doit être munie de ses accessoires complets, à savoir : plaque de fondation, cendrier, porte de cendrier et de foyer, barreaux de grille, soupape de sûreté, robinets de jauge, tube indicateur en verre, robinet de vapeur, robinet de vidange, tuyautage et robinetterie de connexion avec la machine, tant pour l'alimentation que pour la vapeur.

On doit prévoir aussi une cheminée de 4 mètres de hauteur.

Distillation. — Il faut une boîte à amalgame fermant à clef, une cornue de distillation avec son couvercle et son tube de condensation ; de la peau ou de la grosse toile pour filtrer l'amalgame, et un moule pour couler des lingots de 1 kilogramme. Quelques creusets en plombagine complètent l'outillage indispensable à emporter.

Rechanges. — Il faut emporter trois jeux de dés et de sabots de rechange, une tête de pilon complète (tige, mentonnet, came, etc.), douze tamis de rechange en toile métallique, numéros 30, 35 et 40, et douze plaques perforées en tôle de fer fin, avec trous ou fentes de même numéro que les toiles.

L'ensemble de ce matériel pèse environ 8.000 kilogrammes et occupe, une fois emballé, environ 8 mètres cubes en vue du transport maritime.

CHAPITRE I

TRAITEMENT DU QUARTZ AURIFÈRE AVEC OR LIBRE (FREE MILLING ORES)

La presque universalité des minerais aurifères exploités dans le voisinage des affleurements appartient, je l'ai déjà dit, à cette classe de minerais. Il s'ensuit que les installations qui conviennent au traitement de cette catégorie sont extrêmement répandues et que, même les mines qui donnent en profondeur des minerais dans lesquels l'or est, en totalité, rebelle à l'amalgamation, s'équipent au début pour l'emploi des appareils convenant pour l'or libre.

Il en résulte que les moulins désignés sous le nom générique de moulins californiens (*stamp-mill* pour les Anglais et les Américains), restent le prototype presque universel de toute installation pour le traitement des minerais d'or à leur début et qu'on est obligé, par la force des choses, de conserver ces appareils, même lorsque l'or cesse d'être à l'état libre dans les minerais provenant des niveaux inférieurs. La batterie cesse alors d'être le moyen unique d'extraction ; elle devient un outil de broyage, pouvant être remplacé, parfois avec avantage, par un autre plus économique, mais qu'on conserve, parce qu'il est tout installé, et que, bien souvent, il n'est pas amorti encore.

L'étude détaillée du moulin californien s'impose donc, tout d'abord, dans un ouvrage comme celui que j'ai entrepris d'écrire. Toutefois je ne me cache pas que cet appareil est, depuis quelques années, sérieusement concurrencé par d'autres moyens de broyage, qui supportent victorieusement la comparaison avec lui. Cela tient au développement qu'ont pris, dans ces dix dernières années, les mines à or combiné et aux progrès métallurgiques provenant de l'application des procédés de cyanuration, dont le champ d'action devient de jour en jour plus vaste.

Je présenterais donc un tableau incomplet de la situation si je me bornais à décrire le broyage par les bocards, sans le comparer aux autres moyens employés.

D'autre part, si on tente de décrire séparément les uns des autres, tous ces procédés divers, on arrive à des répétitions fastidieuses qui finissent par enlever tout l'intérêt du sujet en le noyant dans des redites.

En réalité, quelle que soit la nature du minerai et quel que soit le traitement qui doit lui être appliqué, une première opération, commune à tous, sans exception, doit être accomplie : c'est le broyage.

Je vais donc, dans ce Chapitre, étudier la question du broyage en considérant le moulin californien comme un appareil réunissant en lui le broyage et l'amalgamation, mais en faisant connaître aussi les autres appareils pouvant soit le remplacer, soit le compléter. A ce dernier point de vue, je traiterai la question des *tube-mills*, ces nouveaux engins de broyage dont l'apparition, loin de supplanter les pilons, est venue leur donner un regain de vigueur en permettant d'accroître considérablement leur effet utile sans autre transformation qu'un simple changement dans le numéro de perforation des tamis de décharge.

Définition des quartz aurifères. — On comprend, sous la désignation de *quartz aurifères*, les remplissages filoniens dont la masse principale est formée :

1° Par du quartz ;

2° Par de l'or à l'état natif (*free gold*), disséminé en fines parcelles ; cet or renferme toujours une proportion variable d'argent dont la valeur ne forme jamais qu'une très faible partie de celle du minerai ;

3° Par des sulfures plus ou moins aurifères, compris en Amérique sous la désignation générale de *sulphurets*.

Au premier rang de ces sulfures vient se placer le *sulfure de fer*, ou *pyrite*, qui semble former un élément essentiel du remplissage et que l'on trouve dans tous les districts aurifères.

Les autres sulfures sont, au contraire, accidentels et varient de nature dans chaque district en particulier ; ce sont la *chalcopyrite* (sulfure double de cuivre et de fer), le *cuivre gris* (sulfure com-

plexe arsenical et antimonial de cuivre et de fer), le *mispickel* (pyrite arsenicale), la *blende* (sulfure de zinc), la *galène* (sulfure de plomb), la *stibine* (sulfure d'antimoine), etc., pour borner cette nomenclature aux minéraux les plus fréquemment rencontrés.

Dans tous ces sulfures, l'or se présente tantôt à l'état natif et disséminé dans leur masse comme il l'est dans celle du quartz, tantôt dans un état de combinaison encore mal définie, ainsi que nous l'avons expliqué dans la première partie de cet ouvrage.

Enfin ces sulfures renferment également une proportion variable d'argent qui est, soit allié à l'or, soit indépendant, soit enfin combiné avec les *bas métaux* dans leurs composés sulfurés.

A tous ces éléments constitutifs, caractéristiques des *quartz aurifères*, viennent se joindre quelquefois les *minéraux d'argent* proprement dits, à leur tour accompagnés d'une proportion variable d'or.

Lorsque ces minéraux, dont l'existence coïncide avec l'apparition des *spaths calcaires* et *ferreux* au milieu de la gangue quartzeuse, sont en faible quantité, leur présence n'influe pas sur le traitement du minerai, et celui-ci continue à être considéré et traité comme un quartz aurifère; lorsque, au contraire, leur importance devient prépondérante, ils constituent des *minerais auro-argentifères*, qui cessent d'appartenir à la classe des quartz aurifères et dont le traitement s'effectue par des méthodes qui sortent du cadre de cet ouvrage.

Il en est de même lorsque l'or, au lieu d'être libre en totalité ou en partie, se trouve engagé dans des combinaisons *rebelles* au traitement simple des quartz; tel est notamment le cas des *tellurures d'or* et celui des *minerais complexes*, dans lesquels les *bas métaux* ont, à leur tour, une valeur utilisable.

Enfin, de récents travaux ont montré que, dans des minerais présentant les caractères extérieurs des quartz aurifères types, et dans lesquels on ne constate ni la présence des sulfures complexes, ni celle des minéraux aurifères arséniés, antimoniés ou tellurés, l'or pouvait néanmoins résister à l'amalgamation, parce qu'il était engagé dans une combinaison mal définie en présence de la silice et de l'oxyde de fer.

On voit donc que les quartz aurifères, dont nous étudions le traitement dans cette partie de l'ouvrage, peuvent se diviser en deux catégories distinctes :

1° Les *quartz aurifères normaux*, auxquels s'applique la désignation américaine de *free-milling ores*, dont le traitement repose sur l'amalgamation ;

2° Les *quartz aurifères réfractaires* (*refractory ores*), dont le traitement forme l'objet du Chapitre suivant.

Principe et formule du traitement des quartz aurifères normaux. — De la définition précédente il résulte qu'au point de vue pratique de l'extraction du métal précieux, l'or se trouve à deux états distincts dans le *quartz aurifère normal ;* 1° il est disséminé en grains généralement invisibles, mais formés d'or métallique libre, et 2°, il se trouve combiné ou réparti au milieu des sulfures. Le traitement doit donc comprendre trois opérations distinctes :

1° Un broyage assez fin pour rendre effective la séparation des parcelles d'or libre et des parcelles de sulfures d'avec la gangue quartzeuse, et permettre à chacun de ces éléments d'être soumis au traitement qui lui convient, sans que l'interposition du quartz stérile puisse gêner les réactions ;

2° La mise en contact avec le mercure des parcelles d'or libre (*free-gold*) ainsi isolées, de manière à réaliser leur amalgamation ; puis la récolte et enfin le traitement de l'amalgame ;

3° La séparation par voie mécanique de sulfures aurifères non amalgamés (*sulphurets*) et leur traitement métallurgique.

Choix de l'emplacement du moulin. — Examinons d'abord, en nous en tenant aux principes généraux, la question importante du *choix de l'emplacement* d'un moulin à or, quel que soit son système. On n'accorde pas, en général, une attention suffisante à cette question, et nombre de cas me sont personnellement connus où ce choix défectueux a pesé sur toute la durée de l'exploitation sous forme d'un transport onéreux et inutile ou encore sous forme de fausses manœuvres obligatoires pour le transport et l'accumulation des stériles, dont on avait trop chichement mesuré l'emplacement. Je passe aussi sous silence les moulins, qui sont régulièrement inondés sous plusieurs pieds d'eau aux époques de crues. Je pourrais citer des noms.

Les mines d'or étant, fréquemment, situées dans des régions très accidentées, présentant des difficultés naturelles de tout genre, in-

connues dans nos pays, le choix d'un emplacement favorable pour l'établissement d'un moulin acquiert, dans ces régions, une énorme importance, et l'on ne doit pas hésiter à s'imposer de réels sacrifices pour rendre l'installation première aussi parfaite que possible, et préparer ainsi le fonctionnement facile et économique de l'usine.

Les moulins peuvent d'abord être classés en deux catégories : 1° ceux qui appartiennent à une compagnie minière traitant uniquement ses propres produits, et 2° ceux qui sont destinés à traiter concurremment des minerais de provenances diverses (*Custom mills*).

Les premiers doivent être placés aussi près de la mine que les circonstances le permettent, afin de réduire autant que possible les chances d'interruption dans le transport ; les seconds, indépendamment de la condition naturelle d'une situation centrale au milieu des mines qui les alimentent, doivent présenter les facilités nécessaires pour l'emmagasinage et la manipulation des minerais divers qui y sont apportés.

Dans l'un et l'autre cas, le voisinage d'un cours d'eau est toujours à rechercher, non seulement en vue de l'alimentation du moulin, mais encore parce que ce voisinage permet presque toujours de créer une force motrice économique et que, subsidiairement, il facilite l'évacuation des résidus aux *tailings*, opération toujours importante, alors même qu'elle ne présente pas une gravité comparable à celle que nous avons fait ressortir dans les exploitations hydrauliques.

Il semble naturel de disposer en gradins les différents appareils que parcourt le minerai dans un moulin, de façon à ce que les passages se fassent sans manipulations et par le seul poids des matières ; aussi est-on souvent conduit à choisir ou à créer un emplacement (*mill-site*) à flanc de coteau. Malgré les avantages que présente, de prime abord, cette situation, il est bon de se tenir en garde contre les inconvénients qu'elle peut créer et qui rendent plus fictifs que réels les avantages entrevus au début; ainsi, il est très rare que l'on puisse établir, sur le coteau lui-même, les différents gradins dont on a besoin, sans avoir recours, soit à des travaux au rocher très coûteux, soit à des murs de soutènement non moins dispendieux. A moins de circonstances topographiques exceptionnelles, un moulin ainsi situé ne présente de facilités d'approche ni pour le minerai à sa partie supérieure, ni pour le com-

bustible ou les approvisionnements divers à l'étage inférieur; enfin il est bien difficile, dans ces conditions, de disposer de surfaces horizontales d'une étendue suffisante pour permettre l'emmagasinage des minerais ou du combustible.

Quant aux minerais, il est de la plus haute importance d'en avoir toujours une quantité suffisante sous la main pour alimenter le moulin pendant les arrêts possible de l'extraction ou des transports lorsqu'il s'agit d'un moulin affecté à une mine spéciale. Lorsque le moulin travaille à façon (*custom-mill*), son approvisionnement est intermittent, et comme les divers lots qui composent cet approvisionnement doivent être tenus séparés, la question de l'emplacement pour le magasin qui doit les renfermer est plus importante encore.

On a dû, dans bien des cas, remédier à l'absence d'aires planes dans les moulins établis à flanc de coteau, en construisant au-dessus du moulin de vastes ouvrages de charpente pouvant servir de réservoirs à minerai (*ore-bins*); ces ouvrages sont très coûteux et, de plus, ils constituent, la plupart du temps, un danger permanent pour le moulin situé au-dessous d'eux.

La question de l'emplacement du combustible prend une importance capitale dans les districts où le bois peut seul être employé économiquement pour le chauffage et où, par suite, il doit être empilé en assez grande quantité pendant la saison la plus favorable à son transport et à son séchage.

Comme conclusion, on peut dire qu'il n'y a avantage à se placer à flanc de coteau que lorsqu'on trouve dans l'emplacement choisi des terrasses naturelles facilement abordables, et qu'en thèse générale il vaut mieux s'établir sur un plateau à mi-côte, surtout lorsque celui-ci présente les facilités nécessaires pour la décharge naturelle des *tailings*.

Dans le cas où le terrain ne permet pas d'établir des gradins destinés à supporter les appareils, on fait reposer ces derniers sur des charpentes étagées, et c'est là la disposition généralement adoptée. Il en résulte, par contre l'inconvénient de placer au sommet d'une charpente élevée le concasseur, appareil qui, par la nature de son travail, produit de violents ébranlements, qui ont un retentissement fâcheux sur la durée de l'installation.

En prévision de ces ébranlements, on est obligé de donner aux

pièces de bois des équarrissages exceptionnels et à les armer fortement par des tirants en fer; ces chocs se communiquent, en outre, à la charpente de la batterie proprement dite et contribuent à augmenter le jeu de ses organes.

Aussi, dans la plupart des installations modernes, on a pris carrément le parti d'établir le concasseur au niveau des batteries, et de relever le minerai à l'aide de chaînes à godets, dans les trémies d'alimentation. La dépense d'installation de ces élévateurs est inférieure à celle des énormes charpentes précédemment employées. Si l'on considère, d'autre part, que la hauteur du bâtiment est alors fixée par le sommet de la batterie elle-même, et qu'elle est, par suite, réduite de près de moitié, on est amené à conclure que ces économies compensent et au delà, la faible dépense de force nécessaire pour faire mouvoir les élévateurs.

Le relèvement de matières en petits morceaux ou en poussière est rendu facile par l'emploi de transporteurs ou élévateurs à godets qui sont arrivés à un haut degré de perfectionnement, de simplicité et de solidité.

ÉTUDE DU BROYAGE DES MINERAIS AURIFÈRES

Tout broyage, pour être *efficace* et *économique*, demande à être *méthodique*.

Tout broyage méthodique a pour but de réduire les dimensions des matières soumises à l'opération, non pas en une seule trituration ni avec un seul appareil, mais par *échelons successifs*.

On peut, à ce point de vue, classer les appareils employés en trois catégories :

1° Les *concasseurs*, qui reçoivent les blocs extraits de la mine et qui les réduisent en morceaux variant, comme grosseur, entre 15 et 50 millimètres. On descend parfois jusqu'à 10 millimètres, mais c'est au détriment du rendement et du bon fonctionnement de l'appareil.

Le concassage s'effectue dans un *appareil à mâchoires*, appelé aussi *crocodile*. Nous décrirons les principaux modèles en usage courant, qui se valent presque tous.

La grosseur maxima des blocs que peuvent avaler ces appareils est déterminée par l'écartement et par la largeur des mâchoires.

2° Les *broyeurs* proprement dits reçoivent les matières telles que les concasseurs les ont dégrossies et les amènent à un premier degré de finesse qui ne doit pas dépasser le numéro de tamis 40, si on tient à obtenir un rendement convenable comme quantité passée ;

A cette classe appartiennent en première ligne les *moulins californiens*, qui, ont eu jusqu'à présent le pas sur tous les autres appareils similaires.

3° Enfin, viennent les appareils *finisseurs*, notamment le *tube-mill*, qui ont pour objet de reprendre les produits déjà traités par les broyeurs, après séparation préalable des éléments les plus fins au moyen de classificateurs hydrauliques (ou de tamis si on opère à sec) de façon à amener la totalité des matières au degré de finesse qu'exigent à présent les procédés de chloruration et surtout de cyanuration.

Nous allons passer en revue ces trois classes d'appareils. Les premiers, qui ne sont que des dégrossisseurs, ne jouent qu'un rôle préparatoire. Au contraire, l'étude raisonnée des divers appareils broyeurs proprement dits, leur comparaison au point de vue du rendement et du prix de revient, enfin leur combinaison avec les appareils finisseurs, constituent, en réalité, *tout le secret de la bonne marche d'un moulin à or, quel que soit son système*. Aussi, quand nous aurons élucidé d'une façon suffisamment complète la question du broyage, l'étude des autres opérations qui composent l'ensemble des procédés de traitement des minerais aurifères les plus variés, sera considérablement facilitée. Cette connaissance permettra aussi aux lecteurs de cet ouvrage de combiner de la façon la plus avantageuse les divers appareils décrits, en vue d'obtenir, dans les installations projetées, à la fois le meilleur rendement en or avec les frais les plus reduits.

I. — CONCASSEURS

Les concasseurs les plus employés sont :

Le concasseur *Blake*, dont la mâchoire mobile est suspendue par sa partie supérieure;

Le concasseur *Dodge*, ou *Bartsch*, dont la mâchoire mobile tourne autour d'un axe placé à sa partie inférieure ;

Le concasseur *gyratoire*, basé sur un autre principe : c'est un moulin à noix pouvant recevoir aussi de gros blocs.

En principe, le Blake et le gyratoire conviennent pour réduire à la grosseur de 40 millimètres, dimension du ballast ordinaire. Si on veut atteindre des chiffres plus faibles, il est préférable de choisir des Dodge ou des Bartsch, qui fournissent des produits plus réguliers et plus fins.

Une excellente disposition, qui rentre dans le principe que j'ai énoncé au début de ce chapitre, consiste à étager deux concasseurs ; à dégrossir dans un Gyratory par exemple et à finir dans un Bartsch. Bien entendu, entre les deux appareils, on interpose un criblage à la grosseur de maille qu'on a fixée pour le produit final, de façon à soustraire du second concassage les matières ayant déjà atteint la dimension requise. Ce principe doit être observé dans toute installation du broyage, quelle qu'en soit la finesse. Il est, en effet, non seulement inutile de laisser dans la matière à traiter des parties qui ont atteint déjà la dimension requise, mais encore leur présence est nuisible, parce qu'elles prennent la place des matières qui auraient pû être broyées, ce qui se traduit par une dimension de rendement. En outre, on augmente ainsi la proportoin de « slimes » (en allemand " Schlamms ") ou poussières fines, qui sont une grande cause de troubles dans les opérations ultérieures. Ceci est surtout vrai pour les matières pyriteuses, qui sont plus friables que le quartz et qui sont fréquemment les portions les plus aurifères. Ce sont alors les matières les plus utiles qui sont transformées en poussières fines au grand détriment du coefficient de rendement final.

Gyratory Crusher. — Cet appareil, qui n'est autre qu'un gros moulin à noix centrale, est très employé aux États-Unis (*fig.* 175). La conduite se fait par un engrenage conique placé à la partie inférieure du bâti, de sorte que la partie supérieure offre une entrée largement ouverte pour les gros blocs à concasser.

Le cône tournant est en acier dur, au manganèse. Il porte des nervures contre lesquelles viennent s'arcbouter les blocs. Il en est

de même des plaques qui garnissent les parois en regard desquelles tourne la noix.

Un dispositif à main permet de faire varier le niveau de la crapaudine et par conséquent de modifier l'écartement de la noix et des parois.

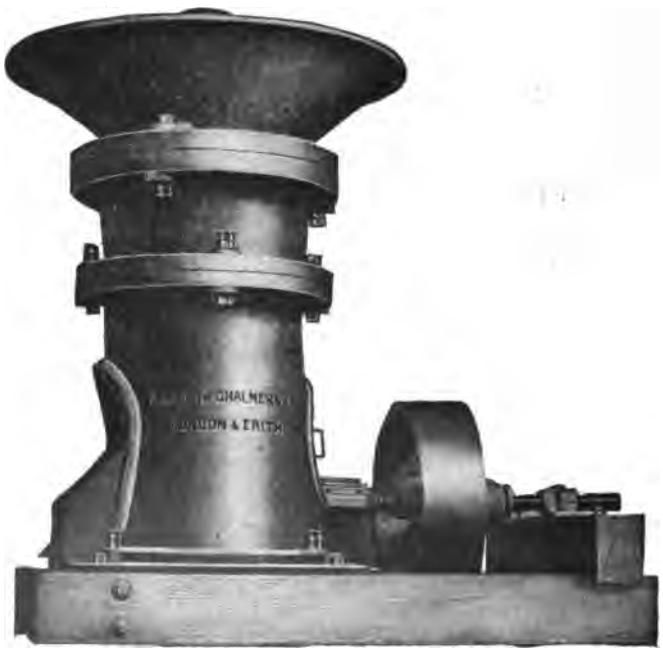


Fig. 175. — Gyratory Crusher.

Les gyratory crushers sont des broyeurs puissants, consomment beaucoup de force et ne conviennent que pour des débits importants. On les emploie beaucoup pour préparer le macadam des routes.

Voici un tableau qui donne les éléments des principaux modèles en service. On remarquera la forte diminution de la capacité de production en fonction de la grosseur obtenue. C'est un appareil qui ne travaille bien que pour concasser à 40 millimètres et au dessus.

NUMÉROS	DIMENSION MAXIMA des blocs	PRODUCTION par HEURE	FINESSE du PRODUIT (avec 15 p. 100 de refus)	POULIE MOTRICE		FORCE en CHEVAUX nécessaires	POIDS
				Dimensions en millimètres	Nombre de tours par minute		
	Millimètres	Tonnes	Millimèt.				kilos
1	127 × 457	4 à 8	19	508 × 177	475	8 à 10	2.600
2	152 × 533	6 à 12	25,4	609 × 203	450	12 à 15	3.600
3	177 × 558	10 à 20	31	711 × 254	425	20 à 25	5.500
4	203 × 685	15 à 30	38	787 × 304	400	25 à 30	9.500
5	254 × 762	25 à 40	44	914 × 355	375	30 à 40	13.600
6	279 × 914	30 à 60	50	1016 × 406	350	40 à 60	19.000
7	355 × 1143	75 à 125	63,5	1117 × 457	380	75 à 125	28.500
8	457 × 1574	125 à 200	76	1219 × 508	350	100 à 150	42.600
9	533 × 1244	300 à 500	101	1422 × 508	300	125 à 175	70.000

Il est bon de rappeler qu'il faut toujours *augmenter de un tiers la force prévue par les constructeurs.* Cette précaution est plus indispensable encore pour les appareils de broyage en général et pour les dégrossisseurs en particulier, à cause des efforts exceptionnels que peut nécessiter ce travail brutal.

Il faut aussi n'acheter que des concasseurs construits avec des matériaux de premier choix, pris chez un constructeur sérieux, sinon l'appareil est mis hors d'usage au bout de peu de temps.

Il faut veiller aussi à ce que les graisseurs soient mis à l'abri des poussières que dégage constamment l'appareil et à ce que les parties qui s'usent soient faciles à visiter, à enlever et à remplacer sans qu'il en résulte un arrêt par trop prolongé.

Concasseur Blake. — La figure 176 donne une coupe et un plan de ce concasseur, qui en explique le fonctionnement.

Le prix d'achat d'un concasseur à mâchoires est, à capacité de production égale, notablement inférieur à celui d'un Gyratory. Aussi le Blake reste le modèle-type des installations de moyenne puissance, qui sont les plus nombreuses.

Le concassage s'effectue entre les deux joues en acier, dont la surface est généralement striée en long pour éviter les glissements. Le mouvement alternatif de la mâchoire mobile s'obtient par une excentrique qui commande deux bielles horizontales, l'une, s'ap-

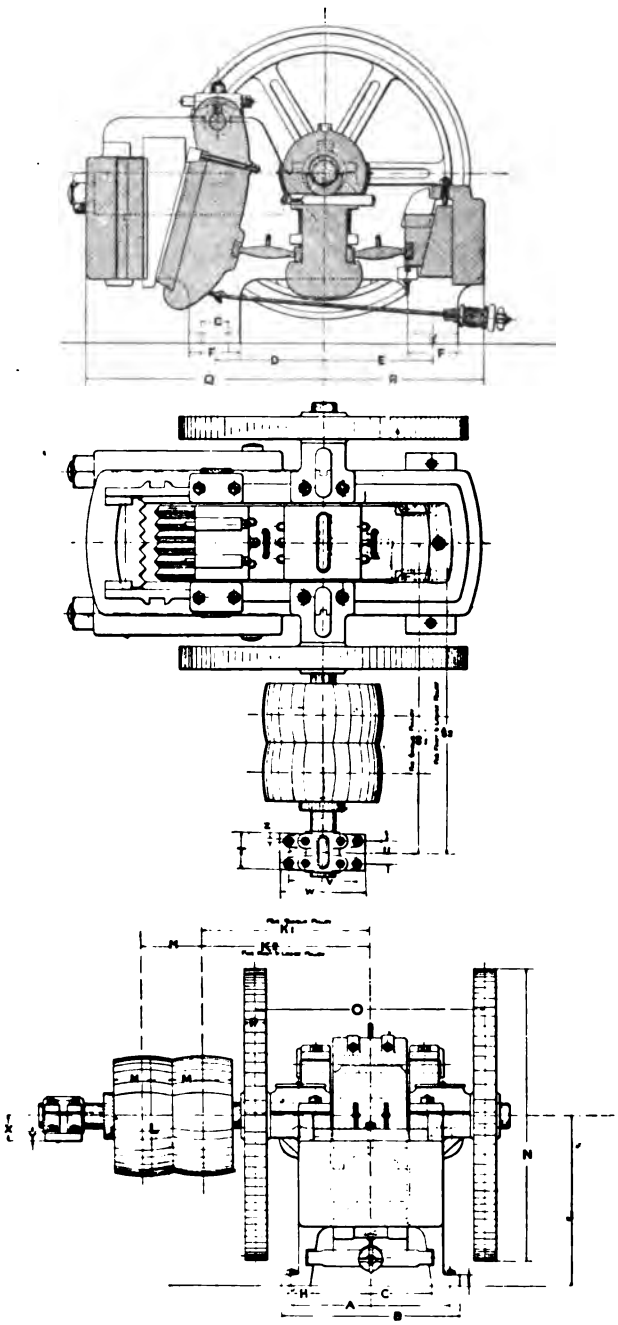


FIG. 176. — Concasseur Blake.

puyant sur la partie postérieure du bâti, constitue le point fixe, l'autre provoque le déplacement de la mâchoire mobile, qui est suspendue par sa partie supérieure autour d'un axe horizontal. Le tout est de construction massive et puissante (*fig.* 177).

On règle la grosseur des matières en plaçant un coin derrière le

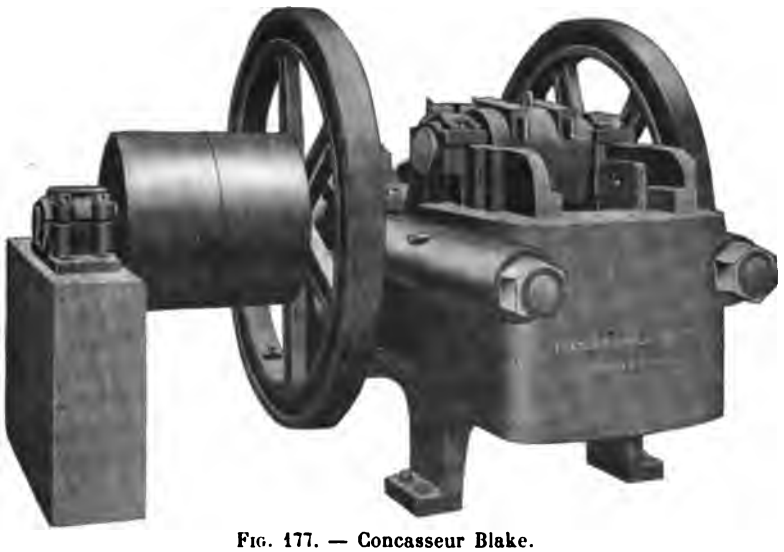


Fig. 177. — Concasseur Blake.

point d'appui fixe de la seconde bielle. On peut ainsi rattraper le jeu qui se produit par suite de l'usure des plaques.

Voici les dimensions, capacités de production, etc., des dimensions les plus courantes de ces concasseurs de la maison Fraser et Chalmers.

OUVERTURE de MACHOIRES	PRODUCTION PAR HEURE (EN TONNES)			POULIE MOTRICE		FORCE en CHEVAUX	POIDS en KILOS
	50 millim.	25 millim.	12 1/2 millim.	Dimensions en millimètres	Nombre de tours		
millimètres				à main			
107 × 31	»	»	»	»	»	»	73
254 × 101	3 1/2	1 1/2	0,8	203 × 50,8	250	4	2.313
254 × 177	5	2 1/2	1,3	508 × 146	250	8	3.800
381 × 228	8	4	2	609 × 304	250	15	7.700
508 × 254	15	6 1/2	»	762 × 304	250	20	10.000
762 × 304	25	»	»	914 × 355	250	35	23.600
762 × 457	25	»	»	914 × 355	250	40	27.200

La véritable dimension de broyage pour ce genre de concasseur est entre 40 et 50 millimètres.

Concasseur Dodge. — On voit par l'examen de la coupe de ce concasseur (*fig.* 178) qu'il diffère du précédent d'abord par le point de suspension de la mâchoire mobile et ensuite par le dispositif de transmission du mouvement de l'excentrique. Cette dernière attaque directement la mâchoire; on lui donne un profil qui lui permette de résister aux efforts auxquels elle est exposée.

On comprend aisément que les matières sont broyées plus finement dans le Dodge que dans le Blake, l'éloignement des mâchoires restant à peu près constant, par suite de la position de l'axe autour duquel oscille la mâchoire mobile.

Cette propriété, que possède ce concasseur de broyer relativement fin, le fait choisir de préférence lorsqu'il s'agit de préparer des minerais destinés à être broyés par des appareils qui ne tolèrent pas l'introduction de morceaux trop volumineux, comme c'est le cas pour les moulins Huntington, les cylindres broyeurs, etc. Ils sont moins indiqués lorsqu'on passe les minerais au moulin californien, qui peut parfaitement recevoir des matières concassées à 40 ou 50 millimètres, comme les produit facilement le Blake.

Le broyeur Dodge est à recommander dans le cas où les transports exigent que le matériel soit démonté en sections de faible poids. Il se divise, beaucoup plus aisément que les autres modèles, en pièces légères. Ainsi par exemple, le concasseur ayant dans le tableau ci-dessous le numéro 2, avec une ouverture de mâchoires de 117 × 228 millimètres, peut être divisé en pièces ne pesant pas plus de 100 à 150 kilogrammes, bien que ce soit déjà un appareil susceptible de donner un débit notable. Voici d'ailleurs le tableau des dimensions usuelles des divers modèles.

NUMÉROS	OUVERTURE des MACHOIRES	CAPACITÉ DE PRODUCTION par heure (15 millimètres)	POULIE MOTRICE		FORCE MOTRICE en chevaux-vapeur	POIDS total EN KILOS
			Dimensions en millimètres	Nombre de tours par minute		
	Millimètres	Tonnes				
1	101 × 152	1/2 à 1	406 × 114	275	2 à 4	500
2	177 × 228	1 à 3	609 × 140	235	4 à 6	1.440
3	203 × 304	3 à 5	762 × 165	220	7 à 12	2.770
4	279 × 381	6 à 10	812 × 317	210	12 à 18	5.750

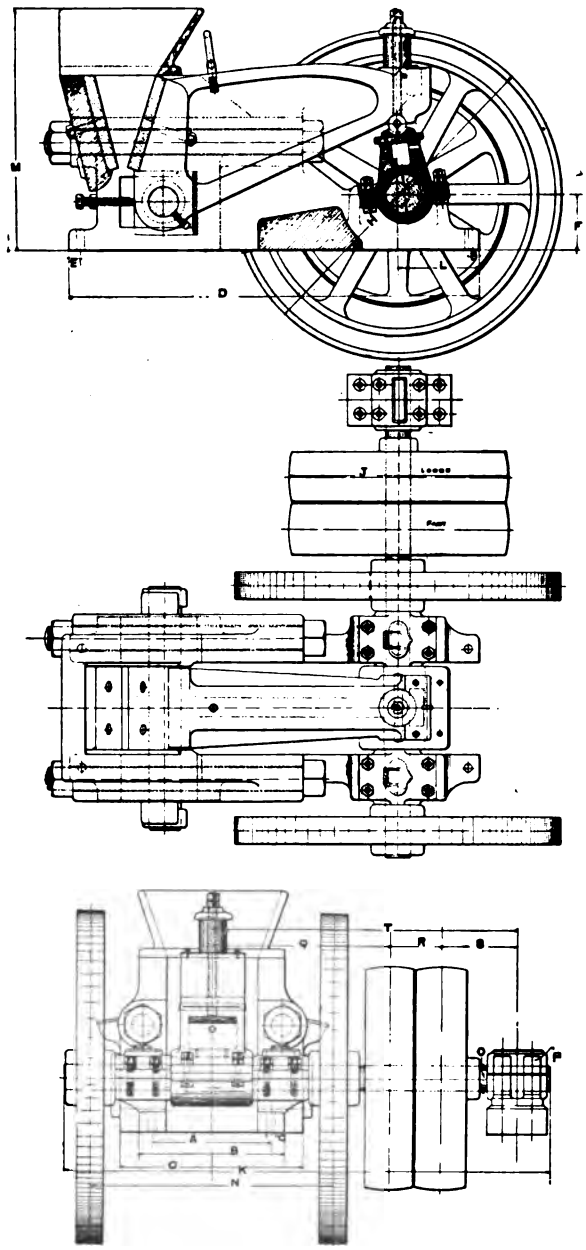


Fig. 178. — Concasseur Dodge.

Concasseur Bartsch. — Comme le précédent, ce concasseur est à mouvement direct par excentrique et à écartement inférieur des mâchoires fixe, mais réglable.

L'arbre à excentrique est pourvu de deux volants lourds ainsi

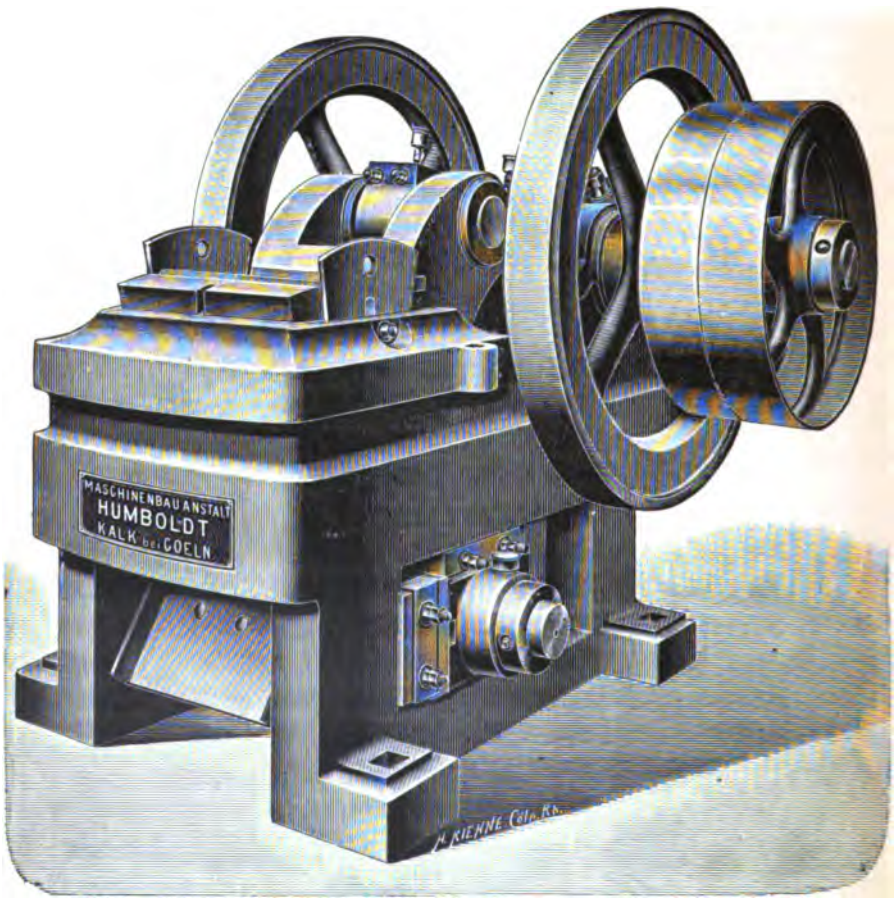


Fig. 179. — Broyeur à mâchoires Bartsch.

que de deux poulies fixe et folle. Une plaque de pression robuste est disposée entre l'arbre à excentrique et le porte-mâchoire. Cette plaque agit directement sur l'arbre de ce dernier. Afin de diminuer les chances de rupture en cas d'introduction accidentelle d'objets métalliques (massettes ou outils divers), l'arbre du porte-mâchoire est construit en acier. Les mâchoires sont en fonte dure ou en

acier; elles peuvent être démontées facilement en cas d'usure. On peut les retourner pour faire servir également l'autre côté.

Cet appareil est étudié de façon à pouvoir faire reculer ou avancer l'arbre inférieur du porte-mâchoire. L'introduction de poussières dans les coussinets et l'usure anormale qui en résulte sont absolument impossibles. Comme l'écartement des arêtes inférieures des mâchoires ne se modifie que très peu pendant le broyage, ce modèle convient très bien pour obtenir des produits fins ou pour achever le concassage des matières ayant subi déjà un dégrossissage. Dans ce dernier cas, on peut sans inconvénient, diminuer les dimensions à l'entrée de l'embouchure (*fig.* 179).

Voici le tableau des différentes dimensions des concasseurs, Bartsch construits par la Société Humboldt, à Kalk, près Cologne.

NUMÉRO DU MODÈLE.....	23	24	25	26
Longueur de l'embouchure en m/m....	300	400	500	600
Largeur de l'embouchure en m/m	200	250	300	300
Diamètre de la poulie motrice en m/m.	600	600	800	800
Largeur de la poulie motrice en m/m..	130	130	150	150
Nombre de tours par minute.....	240	240	220	220
Force motrice approximative en chevaux-vapeur.....	4	6	8	10
Production approximative par heure pour un écartement des mâchoires de 40 mm, en kilos.....	3.000	4.000	5.000	6.500
Espace occupé { Longueur en m/m....	1.600	1.600	2.000	2.000
Espace occupé { Largeur en m/m.....	1.250	1.350	1.650	1.750
Espace occupé { Hauteur en m/m.....	1.350	1.350	1.740	1.740
Poids approximatif de la machine complète, en kilos.....	3.500	4.500	7.300	8.500
Poids approximatif de la machine, emballage maritime compris, en kilos...	3.700	4.750	7.600	8.800
Cube approximatif pour transport maritime, en mètres cubes.....	2,2	3,5	4,8	5,5
Poids approximatif d'une paire de mâchoires de rechange, en kilogrammes.	200	300	450	700

Les concasseurs Bartsch, entièrement démontables, sont fournis moyennant un supplément de prix de 15 0/0.

II. — APPAREILS DE BROYAGE ET D'AMALGAMATION

J'ai déjà attiré l'attention, au début de ce Chapitre, sur l'importance majeure du broyage dans le traitement des minerais aurifères. On peut dire sans exagération que, de sa solution rationnelle dépend essentiellement l'économie du traitement. Il est donc nécessaire de l'examiner dans tous ses détails.

Notions sur le tamisage. — Avant de décrire les appareils de broyage proprement dits, il est indispensable de fixer les idées, — ne fût-ce que pour permettre la comparaison entre les résultats, — sur la question du *tamisage*. Quand on étudie, en effet, le rendement des appareils de broyage, on est tout d'abord arrêté par la variété et l'indécision qui règne dans la définition des *grosseurs de maille* des tamis employés. Dans les efforts qui sont faits pour arriver à une unification universelle des mesures et des monnaies, qui ne sauraient être trop encouragés et qui faciliteront, d'une manière plus efficace qu'on ne le pense, l'échange des idées et des services entre les peuples, il n'existe, à ma connaissance, aucune échelle de mesure *plus embrouillée* et *plus surannée* que celle en usage pour la désignation des dimensions de maille des cribles, grillages et tamis.

Définition de la maille. — En principe, un tamis étant formé par une série de fils parallèles croisés, à angle droit, en nombre égal et à distance égale, une maille est un vide carré, ayant pour côté la *distance, de bord à bord*, de *deux fils consécutifs*, ou, ce qui revient au même, la *distance d'axe à axe de deux fils consécutifs, diminuée du diamètre commun* des fils constituant le tamis.

Il y a, naturellement, un certain rapport entre le diamètre des fils employés et la dimension de maille qu'on se propose d'obtenir car on comprend aisément que, si on demande à un tamis une force plus grande de résistance à l'usure, on n'y peut arriver qu'en augmentant le diamètre des fils qui la composent, ce qui diminue d'autant l'espace vide restant entre deux fils consécutifs, c'est-à-dire la grosseur de la maille.

Comme nous allons le voir, le numéro d'un tamis est déterminé par le nombre de fils *comptés sur une longueur de 1 pouce.* C'est-à-dire, par exemple, qu'un tamis 20 est celui qui comprend 21 fils, et par conséquent 20 intervalles vides, sur une longueur de 1 pouce; on compte donc, sur un pareil tamis, 400 mailles au pouce carré. Mais c'est là un chiffre théorique, qui n'a rien de certain. En effet, si on cherche dans les catalogues des constructeurs, on voit que les modèles courants de ce numéro peuvent être composés comme suit :

Ou bien par les numéros 14, 16 et 18 de la jauge de Paris 1857 ;

Ou bien par les numéros 20, 22, 24 et 26 de la jauge Mouchel ;

Ou encore par d'autres numéros de la jauge dite « Carcasse ».

Nous avons en effet, rien qu'en France, trois jauges usuelles pour la désignation des grosseurs de fils. En voici le tableau :

JAUGE DE PARIS 1857

Numéros de la jauge	Centième de millimètre	Numéros de la jauge	Centième de millimètre
PP	4,8	15	24
P	5	16	27
1	6	17	30
2	7	18	34
3	8	19	39
4	9	20	44
5	10	21	49
6	11	22	54
7	12	23	59
8	13	24	64
9	14	25	70
10	15	26	76
11	16	27	82
12	18	28	88
13	20	29	94
14	22	30	100

JAUGE DITE MOUCHEL

50	5	43	8 1/2
49	5 1/2	42	9
48	6	41	9 1/2
47	6 1/2	40	10
46	7	39	10 1/2
45	7 1/2	38	11
44	8	37	11 1/2

Numéros de la jauge	Centièmes de millimètres	Numéros de la jauge	Centièmes de millimètres
36	12	23	26
35	13	22	28
34	14	21	30
33	15	20	32
32	16	19	34
31	17	18	36
30	18	17	38
29	19	16	40
28	20	15	42
27	21	14	44
26	22	13	46
25	23	12	48
24	24		

JAUGE DITE CARCASSE

12	48	32	16
14	44	34	14
16	40	36	12
18	36	38	11
20	32	40	10
22	28	42	9
24	24	44	8
26	22	46	7
28	20	48	6
30	18	50	5

On voit, par cet exemple, la variété de mailles qui peuvent être vendues sous le même numéro. Suivant que les fils sont en acier ou en laiton ou en bronze phosphoreux, les dimensions de mailles peuvent aussi varier considérablement dans le même numéro.

Dans la jauge anglaise, même incertitude en ce qui concerne la dimension réelle de la maille. De plus, on compte bien aussi, comme dans la jauge française, par nombre de mailles au côté du tamis d'un pouce ; mais c'est du *pouce anglais* qu'il s'agit, c'est-à-dire d'une longueur de 26,39954 millimètres, tandis que le *pouce français*, ancienne mesure qui continue à être en usage dans cette fabrication, a une longueur de 27 millimètres et 7/9 de millimètre, ou 27,777 millimètres. La jauge française est donc *moins fine*, à numéro et à grosseur de fil égale, que la jauge anglaise, et la différence, exprimée en fraction décimale pour 100, est de :

$$\frac{27,7777 - 26,39954}{26,39954} = 3\ 0/0 \text{ environ.}$$

Pour donner une idée plus claire de la signification de ces numéros de jauge, j'ai établi un tableau donnant, par centimètre carré, le nombre de mailles des numéros les plus usuels, en prenant pour terme de comparaison, dans chaque numéro, le diamètre du fil le plus fréquemment employé pour la fabrication du numéro de tamis correspondant.

INDICATION DU NOMBRE DE MAILLES AU CENTIMÈTRE CARRÉ

Numéros des tamis	Nombre de mailles	Numéros des tamis	Nombre de mailles
16	33	110	1.568
18	42	120	1.866
20	52	130	2.190
25	81	140	2.540
30	117	150	2.916
35	159	160	3.318
40	207	170	3.745
45	262	180	4.199
50	324	190	4.679
55	392	200	5.184
60	367	210	5.717
65	548	220	6.273
70	635	230	6.856
75	729	240	7.465
80	829	250	8.100
85	936	280	10.164
90	1.050	300	11.664
100	1.296		

La jauge anglaise, je le répète, ayant une numération de 3 0/0 plus faible, le nombre des mailles par rapport au tableau qui précède doit être augmenté proportionnellement au carré de 3, c'est-à-dire avec une erreur assez faible, de 10 0/0 en pratique.

Voici maintenant un tableau, qui donne, en millimètres d'axe en axe, la distance de deux fils consécutifs dans les différents numéros de tamis.

GRANDEUR DES MAILLES D'AXE EN AXE ÉVALUÉES EN MILLIMÈTRES

Numéros des tamis	Distance d'axe en axe	Numéros des tamis	Distance d'axe en axe
1	27,78	7	3,97
2	13,89	8	3,47
3	9,26	9	3,09
4	6,94	9 1/2	2,93
5	5,56	10	2,78
6	4,63	11	2,53

Numéros des tamis	Distance d'axe en axe	Numéros des tamis	Distance d'axe en axe
12	2,31	80	0,347
13	2,14	85	0,327
14	1,98	90	0,309
15	1,85	100	0,278
16	1,74	110	0,253
18	1,54	120	0,231
20	1,39	130	0,214
25	1,11	140	0,198
30	0,926	150	0,185
35	0,794	160	0,174
40	0,694	180	0,154
45	0,617	190	0,146
50	0,556	200	0,139
55	0,505	220	0,126
60	0,463	240	0,116
65	0,427	260	0,105
70	0,397	280	0,099
75	0,370	300	0,093

Grâce à ce tableau, le vide d'une maille s'obtient immédiatement en retranchant le diamètre du fil employé du nombre porté dans cette table.

Exemple : Un tamis n° 20, en fil n° 16 (Carcasse), qui est le plus employé habituellement, a comme ouverture de maille :

	Millimètres
Chiffre du tableau ci-dessus	1,39
Diamètre du fil n° 16 carcasse	0,40
Différence	0,99

La maille du tamis n° 20 français a, environ, 1 millimètre de côté et celle du tamis anglais un peu moins que cette dimension.

Pour éviter toute confusion et pour permettre de comparer d'une façon aussi exacte que possible les rendements des appareils de broyage dont j'aurai à parler au cours de mon ouvrage, je ferai toujours suivre du mot « *mesh* » (nom anglais de la maille) toutes les désignations de jauge anglaise. Ainsi le tamis 20-mesh sera celui de la jauge anglaise, le tamis 20, sans autre qualification, sera celui de la jauge française, plus gros de 10 0/0 environ que le tamis 20-mesh de la jauge anglaise.

Les perforations en forme de minces fentes, verticales ou inclinées (ces dernières sont généralement préférées aux tamis propre-

ment dits, pour la sortie des bocards), offrent moins d'incertitude, car on les classe simplement suivant la largeur de la fente et on indique en même temps la proportion des vides aux pleins (*fig.* 180).

Avec ces données, on calcule et on compare facilement les sections d'écoulement offertes aux matières par des plaques perforées déterminées.

La durée du tamisage influe aussi beaucoup sur le rendement d'une perforation ou d'une maille déterminée. Tout le monde sait qu'en tamisant à la main, par exemple, on arrive à faire traverser le tamis par des grains supérieurs à son numéro, pourvu qu'on agisse par chocs prolongés, une fois toutes les matières fines évacuées.

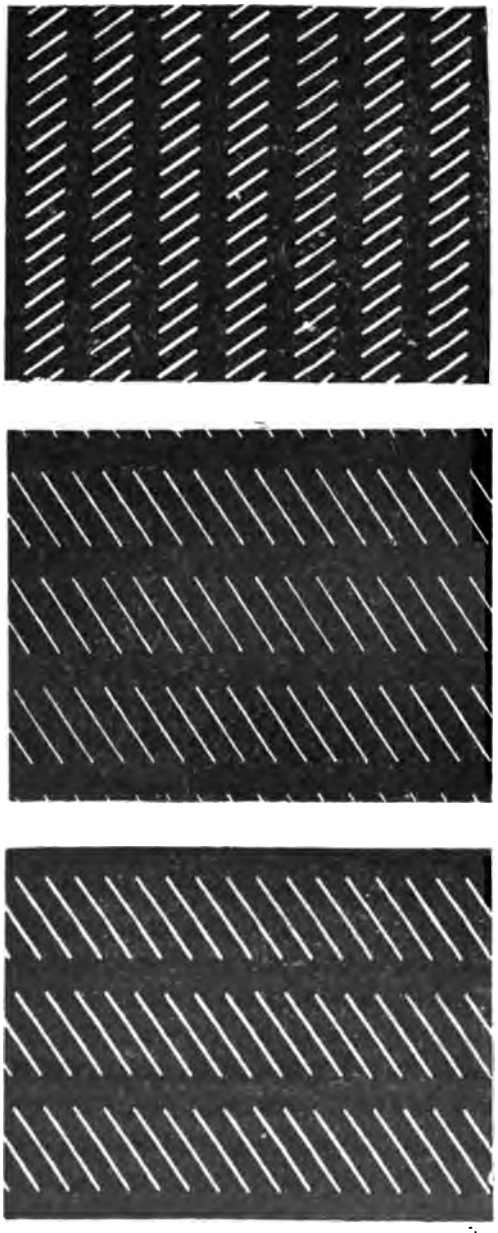


Fig. 180. — Tôles perforées pour la décharge des pilons.

L'entretien et l'usure des toiles métalliques qui constituent les tamis employés dans les appareils pour le traitement des minerais d'or, jouent un rôle qui est loin d'être négligeable dans le prix de revient. Même avec des tôles à fentes inclinées, les tamis d'un

bocard ne durent guère plus de quinze jours. Dans le broyage à sec, où on est obligé de recourir uniquement au tamisage pour opérer le classement, l'importance de l'usure des tamis est un des principaux inconvénients de la méthode, surtout quand on la compare à la facilité avec laquelle on réalise la même opération avec des classificateurs hydrauliques, dont l'usure est nulle et qui travaillent sans aucun contrôle une fois qu'ils sont réglés, tandis que tout tamisage demande une surveillance constante afin d'éviter les surcharges, les engorgements et de remplacer les toiles trouées.

Classification des appareils de broyage. — Les appareils de broyage se divisent en quatre classes, d'après la façon dont s'opère la trituration.

a) *Appareils agissant par le choc : pilons.* — Ces appareils ont pour type le *moulin californien à bocards* (stamp-mill), dérivé lui-même de l'ancien bocard allemand et parvenu, on peut le dire, à un degré de perfectionnement tel qu'il n'y a plus guère à chercher que des améliorations de détail dans l'ensemble qui porte le nom de moulin californien. C'est, par excellence, l'outil des minerais à or libre, qui constituent la très grande majorité de ceux actuellement exploités sur le globe. Aussi le décrirons-nous dans toutes ses parties.

Les moulins à force centrifuge tels que le broyeur *Carr*, le *Vapart* le *Cyclone*, etc., agissent aussi par le choc; mais ils ne sont pas employés dans l'industrie aurifère. L'usure rapide de leurs organes, la consommation élevée de force motrice et l'obligation de travailler à sec les ont fait écarter *a priori*.

b) *Appareils travaillant par écrasement.* — Cette classe est innombrable et chaque jour voit éclore un nouveau modèle. Je me bornerai, à la description de ceux qui ont reçu la sanction d'une pratique prolongée.

On peut distinguer un certain nombre de divisions, suivant la façon dont s'opère la trituration.

Moulins chiliens : ces broyeurs, à vitesse réduite, issus du moulin à huile de nos ancêtres, sont fréquemment employés dans le traitement des minerais d'or. On en construit avec sole circulaire fixe et meules tournantes mobiles, ou, à l'inverse, à meules fixes, la sole tournant sur des galets.

Les *broyeurs à cylindres*, en acier ou en fonte dure, rentrent aussi dans cette catégorie. Ils ont vu leur champ d'application se développer beaucoup dans ces derniers temps.

Il en est de même pour les *broyeurs à noix*, qui, longtemps confinés au broyage des minerais tendres, s'appliquent couramment à présent aux quartz filoniens (Gyratory crushers, granulateurs, etc.).

c) *Moulins à boulets.* — Cette classe a pris depuis peu de temps une importance capitale. Depuis déjà nombre d'années, le principe du moulin à boulets était connu et appliqué. On l'employait fréquemment pour le broyage des mattes avant grillage, pour réduire en sable des matières dures dans la fabrication des phosphates, pour la préparation des minerais, etc. L'application que l'ingénieur Davidsen a réalisée le premier dans les usines à ciment, de son *tube-mill à évacuation périphérique* a complètement modifié ces appareils. Le tamisage à la sortie se trouve supprimé, c'est la vitesse d'introduction qui règle la grosseur du broyage; enfin des degrés de finesse qu'on n'obtenait auparavant qu'à grand'peine se trouvent à présent réalisés d'une façon automatique et courante.

Je consacrerai un paragraphe spécial à l'application de ces tubes, en tant qu'appareils finisseurs, aux moulins à or.

d) *Force centrifuge.* — Les appareils qui utilisent uniquement la force centrifuge sont tous des *appareils finisseurs* et seront décrits à cet article. Les moulins faisant emploi de grandes vitesses et de la force centrifuge sont innombrables. Ce sont tantôt des boulets roulant à l'intérieur d'un tore (moulins *Morel*), tantôt des rouleaux, coniques ou cylindriques, que la force centrifuge fait appliquer contre la paroi fixe, métallique (types Huntington et dérivés). On pourrait aussi, à la rigueur, classer ici les moulins genre *Carr*, qui combinent le broyage par chocs avec l'utilisation de la force centrifuge. J'ai déjà dit que leur rendement défectueux et leur usure rapide les ont fait abandonner dans l'industrie qui nous occupe.

Broyage sec ou humide. — Tous ces appareils peuvent travailler soit à sec, soit avec une circulation d'eau qui entraîne les fines. Nous examinerons plus loin les avantages respectifs que peuvent présenter l'un ou l'autre de ces moyens. Ce qu'il faut, en tout cas, retenir, c'est la nécessité que le tamisage ou blutage soit *effectué par l'appareil lui-même*, et que les refus dépassant la dimension requise, *fassent*, *automatiquement*, *retour au broyeur*.

a. — APPAREILS AGISSANT PAR LE CHOC

Stamp-mill ou batterie de bocards. — Envisagé au point de vue du rendement utile proprement dit, c'est-à-dire en ne considérant que l'utilisation de la force pour le broyage, le choc pur et simple, avec les vibrations inévitables qu'il produit, paraît au premier abord une des solutions les moins satisfaisantes. Nombreuses sont les personnes, peu familiarisées avec les données complexes du problème du traitement des minerais aurifères, qui attendent de jour en jour l'apparition de la machine rêvée, basée sur d'autres principes que le bocard, pour reléguer les batteries de mortiers au Musée des Antiquités.

Cette tendance est utile, car c'est à elle que nous devons la création d'appareils de broyage nouveaux, dont plusieurs constituent un progrès réel sur l'état de choses antérieur. En outre, les recherches poussées dans ce sens nous font de mieux en mieux connaître les principes rationnels de la pulvérisation des matières dures, qui ont contribué dans une si large part dans ces derniers temps, au perfectionnement des procédés et à l'accroissement de la capacité des appareils de broyage en les employant avec plus de discernement au but qu'ils doivent atteindre. C'est ainsi, comme nous le verrons plus loin, que l'appliction des tube-mills au finissage des sables produits dans les stamp-mills constitue un progrès considérable en ce sens que, grâce à cette innovation, les batteries de pilons sont, non pas supprimées, mais ramenées à leur emploi rationnel, c'est-à-dire à l'obtention d'un *broyage modéré*. En augmentant la grosseur de maille de leurs tamis de décharge, on arrive à doubler leur débit, en laissant effectuer le finissage par un autre appareil incomparablement plus avantageux, comme rendement, pour cet objet spécial.

D'autre part, il est incontestable qu'un engin comme le stamp-mill moderne, arrivé à un degré élevé de solidité, de simplicité et de fini dans ses moindres détails, représente l'effort accumulé de nombreuses générations de praticiens et d'esprits distingués qui en ont fait usage dans des conditions infiniment variées. Il est évident par conséquent que tous les organes essentiels répondent à des nécessités pratiques, et qu'il y aurait une certaine fatuité à songer à

remplacer un appareil ayant un actif aussi glorieux par des dispositifs théoriquement plus satisfaisants, mais non sanctionnés par la pratique.

Voici maintenant la description des diverses parties constituant une batterie de pilons.

Bocards. — Le bocardage, dans les moulins californiens, s'effectue à l'aide de pilons (*stamps*).

Le pilon consiste en une tige ou flèche (*stem*), un taquet (*tappet*), une tête (*head*) et un sabot (*shoe*) ; il travaille sur un dé (*die*), dans un mortier (*mortar*). Il est soulevé par une came (*cam*) dont l'arbre est supporté par un bâti en bois ou en fer.

L'ensemble de plusieurs pilons, se mouvant dans le même mortier, compose une *batterie* dont je décrirai en détail chacune des parties constitutives.

Remarquons d'abord, d'une manière générale, que la différence caractéristique entre l'ancien bocard européen et le moulin californien consiste en ce que toutes les parties essentielles de ce dernier peuvent se remplacer et sont toujours construites en fer, en fonte ou en acier; en outre, le pilon californien diffère de l'ancien pilon *Gallois*, en ce que sa tige est cylindrique et que, par suite d'une disposition spéciale, le pilon tout entier fait, à chaque coup, un certain tour sur lui-même ce qui régularise l'usure et conserve l'horizontalité du plan de frappe sur le dé.

En outre, l'amalgamation *s'effectue toujours dans le moulin*, alors que dans les moulins tyroliens, gallois, allemands, etc., cette opération s'*effectuait au dehors*. On revient à présent, à cette formule, qui consiste, en fait, à réduire la batterie de bocards à n'être qu'un simple appareil de broyage, mais en l'adaptant alors aux procédés perfectionnés de le cyanuration. En tout cas, le moulin californien-type comporte toujours *l'amalgamation dans le mortier même*.

Voici un tableau des diverses dimensions des bocards construits par la maison Humboldt de Kalk près Cologne, qui a fait de nombreuses installations de ce genre dans tous les pays aurifères, notamment au Transvaal.

BOCARDS POUR BROYAGE HUMIDE

Poids des flèches ..... kilogr.	150 kg = 330 lbs		250 kg = 550 lbs		400 kg = 900 lbs		500 kg = 1.100 lbs	
Nombre de flèches	3	6	5	10	5	10	5	10
Nombre de coups par minute	80-90	80-90	80-90	80-90	80-90	80-90	80-90	80-90
Poulie de commande { diamètre ..... millim.	1.000	1.000	1.600	1.600	1.800	1.800	1.800	1.800
Poulie de commande { largeur ..... millim.	150	180	200	200	275	275	300	300
Poulie de commande { nombre de tours par minute	40-45	40-45	40-45	40-45	40-45	40-45	40-45	40-45
Force motrice approximative en chevaux-vapeur....	2	4	5	10	9	18	12	24
Production approximative par heure pour tamis n° 30 ..... kilogr.	100	200	300	600	500	1.000	700	1.400
Consommation approximative d'eau par minute. lit.	20	40	30	60	40	80	50	100
Espace occupé par le bocard complet, avec bâti en bois et trémie d'approvisionnement { longueur. millim.	6.200	6.200	7.750	7.750	7.750	7.750	7.750	7.750
Espace occupé par le bocard complet, avec bâti en bois et trémie d'approvisionnement { largeur.. millim.	1.500	2.900	2.600	5.000	2.600	5.000	2.600	5.000
Espace occupé par le bocard complet, avec bâti en bois et trémie d'approvisionnement { hauteur.. millim.	6.000	6.000	9.000	9.000	9.000	9.000	9.000	9.000
Poids approximatif du bocard complet sans bâti en bois ..... kilogr.	2.600	5.200	6.500	12.900	7.600	15.500	9.000	17.800
Poids approximatif du bocard complet comme ci-dessus, emballage maritime compris..... kilogr.	3.100	5.900	7.100	13.950	8.200	16.050	9.650	18.900
Cube approximatif pour transport maritime... m³.	4,5	7,5	6,5	12,0	8,0	15,0	9,0	16,0
Poids approximatif des plaques et boulons d'ancrage, des boulons de fixation et des équerres.. kilogr.	600	950	600	950	1.000	1.500	1.000	1.500
Poids, emballage maritime compris ..... fr.	680	1.080	700	1.150	1.100	1.650	1.100	1.650
Cube approximatif pour transport maritime... m³.	0,5	0,85	0,7	1,0	0,7	1,0	0,7	1,0
Poids approximatif du bâti en bois complet avec fondations des auges et trémie d'approvisionnement ..... kilogr.	8.000	15.600	15.000	24.600	20.000	39.600	20.000	39.600
Cube approximatif pour transport maritime... m³.	10	20	20	30	25	50	25	50

BOCARDS POUR BROYAGE HUMIDE

Poids des flèches	560 kg = 1.250 lbs		610 kg = 1.350 lbs		650 kg = 1.450 lbs		675 kg = 1.500 lbs	
Nombre de flèches	5	10	5	10	5	10	5	10
Nombre de coups par minute	80-90	80-90	80-90	80-90	80-90	80-90	80-90	80-90
Poulie de commande — diamètre millim.	1.830	1.830	1.830	1.830	1.850	1.850	1.850	1.850
Poulie de commande — largeur millim.	300	300	350	350	350	350	400	400
Poulie de commande — nombre de tours par minute	40-45	40-45	40-45	40-45	40-45	40-45	40-45	40-45
Force motrice approximative en chevaux-vapeur	16	32	19	38	22	44	25	50
Production approximative par heure pour tamis n° 30 kilogr.	900	1.800	1.000	2.000	1.100	2.200	1.200	2.400
Consommation approximative d'eau par minute. lit.	60	120	70	140	80	160	90	180
Espace occupé par le brocard complet avec bâti en bois et trémie d'approvisionnement — longueur. millim.	7.750	7.750	7.750	7.750	7.750	7.750	7.750	7.750
Espace occupé par le brocard complet avec bâti en bois et trémie d'approvisionnement — largeur.. millim.	2.600	5.000	2.600	5.000	2.750	5.300	2.750	5.300
Espace occupé par le brocard complet avec bâti en bois et trémie d'approvisionnement — hauteur.. millim.	9.000	9.000	9.000	9.000	9.000	9.000	9.000	9.000
Poids approximatif du bocard complet sans bâti en bois kilogr.	9.800	19.300	10.400	20.500	12.800	25.300	13.200	26.100
Poids approximatif du bocard complet comme ci-dessus, emballage maritime compris kilogr.	10.450	20.400	11.050	21.600	13.500	26.450	13.900	27.250
Cube approximatif pour transport maritime... m³.	9,5	17,0	10,0	18,0	10,5	19,0	11,0	20,0
Poids approximatif des plaques et boulons d'ancrage, des boulons de fixation et des équerres.. kilogr.	1.000	1.500	1.000	1.500	1.100	1.600	1.100	1.600
Poids, emballage maritime compris kilogr.	1.100	1.650	1.100	1.650	1.200	1.750	1.200	1.750
Cube approximatif pour transport maritime... m³.	0,7	1,0	0,7	1,0	0,9	1,4	0,9	1,4
Poids approximatif du bâti en bois complet avec fondations des auges et trémie d'approvisionnement kilogr.	20.000	39.600	24.000	47.600	24.000	47.600	24.000	47.600
Cube approximatif pour transport maritime... m³.	25	50	30	60	30	60	30	60

Fondations. — Les fondations sont la partie la plus importante de la construction, car c'est surtout d'elles que dépend l'efficacité d'une batterie. Toutes les fois que, par des raisons d'économie, ou par manque de pratique, ce travail est mal exécuté, les batteries ne peuvent marcher à une vitesse convenable sans se disloquer, tandis que, si l'on prend toutes les précautions nécessaires pour qu'il soit exécuté avec soin, l'effet utile des pilons est considérablement accru et les bocards peuvent travailler pendant une longue période sans qu'un seul de leurs organes soit brisé.

On pourrait citer, en Californie et dans le Névada, des moulins ayant coûté des sommes considérables dans lesquels, par suite de la mauvaise construction des fondations et de la mauvaise combinaison des armatures, une grande partie de la force est simplement employée à ébranler les pièces, au grand détriment du travail utile et au prix de constantes réparations.

Pour établir les fondations, il faut d'abord enlever la terre jusqu'à la roche solide qui doit être soigneusement dressée et nivelée, chaque fois que le moulin est situé dans une partie du terrain où cette roche n'est pas à nu. Si l'aire qui constitue le *mill-site* a été, comme c'est souvent le cas, obtenue par l'établissement d'une plate-forme sur le flanc d'une montagne, en faisant sauter la roche à la poudre, la cavité des fondations doit être également creusée par le même procédé, et l'on peut, dans ce cas, se dispenser des murs de soutènement qu'il convient d'élever les deux côtés de la tranchée en terrain meuble, et qui ne doivent pas avoir moins de 2 mètres d'épaisseur. Cette tranchée doit être creusée assez grande pour laisser autour des mortiers un espace de $0^{m},50$ environ.

Des blocs de charpente (*mortar-block*) de fort échantillon, dressés dans la fosse, servent de support aux mortiers ; le plus grand soin doit être apporté à l'équarrissage de ces pièces, toujours choisies dans les meilleurs bois que peut fournir la localité.

On recherchait autrefois pour la confection de ces blocs, les pièces de bois du plus gros équarrissage, mais on a reconnu récemment qu'il n'y a pas d'inconvénient à les former de parties boulonnées et même à employer des planches bien choisies, soigneusement juxtaposées, fixées entre elles au moyen de clous et traversées de part en part par des boulons. En tout état de cause, les dimensions des blocs sont : en section horizontale, celles de la base du mortier ;

en hauteur, elles varient de 1^{m},80 à 4 mètres, suivant la profondeur de la fosse sur le fond de laquelle ils reposent et suivant la hau-

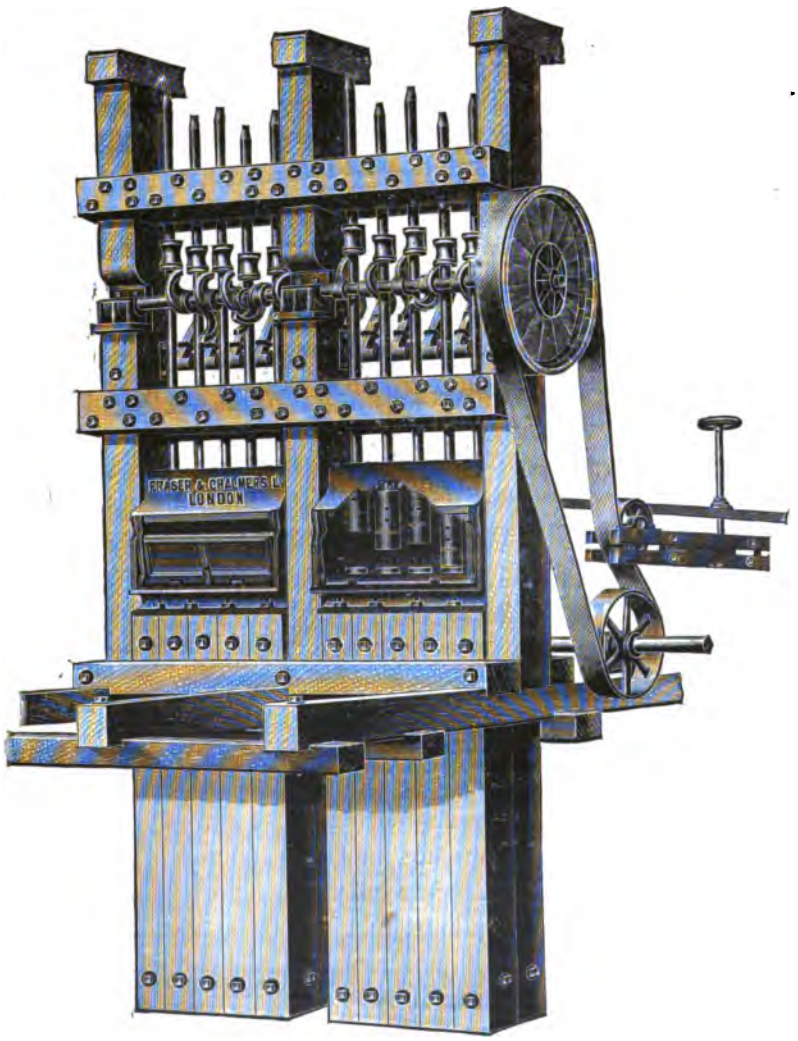


Fig. 181. — Moulin californien, batterie de 10 pilons.

teur à laquelle on a besoin de placer le mortier au-dessus du niveau du sol. Ces blocs sont soigneusement goudronnés avant leur mise en place (*fig.* 181).

Pour bien relier entre elles les différentes pièces qui composent

chaque bloc et augmenter quelque peu la surface en contact avec le sol, on dispose, à la partie inférieure, deux pièces longitudinales ou semelles, légèrement encastrées des deux côtés du bloc et solidement boulonnées entre elles. Avant de mettre le bloc en place, on garnit le fond de la fosse avec du sable bien lavé, damé, et soigneusement nivelé. On suspend alors le bloc au-dessus de la fosse et on le descend lentement en le maintenant aussi d'aplomb que possible. Lorsque, comme c'est généralement le cas, le moulin comporte plusieurs batteries alignées, on place successivement tous les blocs et l'on rectifie au cordeau leur alignement; puis on remplit le vide laissé dans la fosse autour des blocs par du sable ou par de la terre ajouté par petites couches et damé simultanément tout autour du bloc pour éviter d'en déranger l'aplomb. La face supérieure de chaque bloc est alors dressée de telle sorte que toutes les faces se trouvent dans le même plan horizontal.

On commence à employer avec succès des bâtis dans lesquels le bois est complètement supprimé. Ce dispositif a son intérêt dans les pays où ce dernier est difficile à se procurer avec des dimensions convenables.

Ces fondations, en maçonnerie de ciment, demandent, pour être durables, des soins spéciaux; mais si le travail a été bien fait, elles sont aussi solides et plus durables que les « blocs » en charpente. On trouvera plus loin, dans la dernière partie (p. 750), une description des fondations en maçonnerie des pilons de la mine Tredwell dans l'île de Douglas (Alaska) qui donne des détails complets sur la façon dont il faut construire ce genre d'ouvrages.

Bâti. — Une fois les blocs des mortiers ainsi fixés, on procède à la mise en place de la charpente qui doit supporter l'arbre à cames et les guides des tiges des pilons. En général, les montants reposent sur des semelles qui sont perpendiculaires à la direction de l'arbre à cames; ces semelles reposent elles-mêmes sur des sommiers longitudinaux de fondation dont le nombre et la dimension varient avec la nature du sol sur lequel on se trouve et avec le dispositif des charpentes accessoires qu'ils doivent également supporter. Suivant que l'arbre moteur principal se trouve placé en avant ou en arrière des batteries, on arrive à neutraliser l'effort produit sur les montants par les courroies de transmission, au moyen de contreforts en bois placés en sens inverse de cet effort; ces montants sont

toujours accompagnés de *tirants en fer*, permettant de *resserrer les joints* quand il y a lieu.

Les semelles sur lesquelles reposent les montants et ces montants eux-mêmes ont généralement un équarrissage de $0^m,30$ sur $0^m,60$; la hauteur des montants, déterminée par la longueur des tiges des pilons à employer, varie de 5 à 6 mètres. Ces pièces sont choisies avec soin et prises dans la meilleure qualité de bois produite dans le pays; il en est de même de toutes les pièces qui concourent à la construction de la charpente de la batterie.

Le plus souvent on dispose les batteries de telle sorte qu'un seul arbre à cames actionne les pilons de deux mortiers; cet arbre repose alors sur trois montants qui sont entaillés sur leur face antérieure pour recevoir les paliers. Les trois montants sont reliés par deux entretoises sur lesquelles sont fixées les guides des tiges; l'entretoise inférieure est placée à $0^m,30$ au-dessus du mortier et l'entretoise supérieure vers le sommet des tiges. Lorsqu'on a deux ou plusieurs séries de batteries accouplées, on relie tous les montants par une pièce longitudinale placée au sommet et sur la face antérieure, de façon à ne pas gêner la pose et l'enlèvement des tiges.

Tous les assemblages des pièces composant la charpente d'une batterie sont faits très soigneusement à tenons avec embrèvements, et l'on doit disposer, en correspondance avec chacun d'eux, des séries de forts boulons de serrage destinés à *remédier au jeu*, *qui se produit toujours*, par l'effet des chocs répétés des pilons.

Mortiers. — Le bâti terminé, on procède à la mise en place des mortiers qui doivent reposer sur les blocs de fondation (*mortar-blocks*). On interpose entre la *face dressée* des blocs et la partie inférieure des mortiers, *également dressée*, soit des couvertures de feutre, soit une *feuille épaisse de caoutchouc spécial;* cette garniture a pour but d'assurer le contact uniforme des deux faces et d'empêcher le sable de se glisser dans le joint lorsqu'un peu de jeu vient à se produire, ce qui déplacerait l'aplomb des mortiers. On ne saurait trop prendre de précautions pour éviter les vibrations de la batterie.

Les mortiers sont reliés aux blocs au moyen de forts boulons, noyés dans ces blocs, ayant $0^m,035$ de diamètre et environ 1 mètre de longueur. Suivant la dimension du mortier, ces boulons sont au nombre de 3 ou de 4 sur chaque face. La partie inférieure du

boulon est logée dans une cavité taillée dans la face du bloc et y est retenue par une clef et une rondelle; l'écrou de serrage se trouve à la partie supérieure du boulon et repose sur le rebord que présente la semelle du mortier.

Il existe une grande variété de formes, de dimensions et de

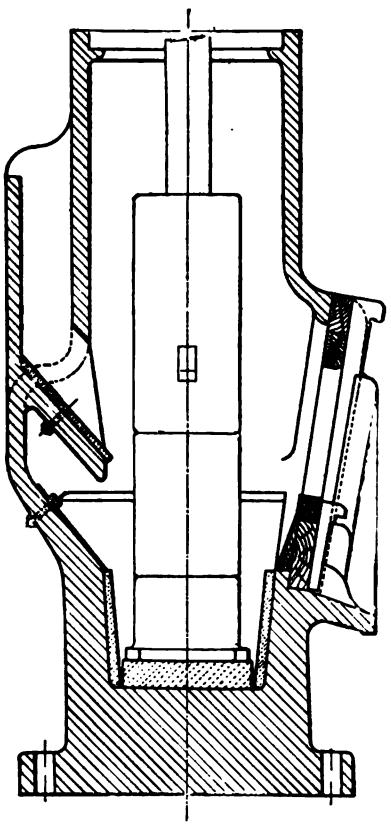


Fig. 182. — Mortier du type élancé (Homestake).

modes de construction pour les msortiers. La decription détaillée de tous les types en usage ne présente guère qu'un intérêt rétrospectif, car on paraît avoir reconnu la supériorité d'un petit nombre de modèles, seuls construits actuellement. Parmi ces derniers nous choisirons les types les plus répandus. La figure 182 donne la coupe de mortier d'un modèle élancé, créée à la mine *Homestake*, avec se accsessoires, plaques d'amalgamation, etc. La figure 183

représente le même mortier avec bâti supplémentaire (*Anvil block*) en fonte, pour le cas de fondation en béton. Un type plus évasé, à double décharge, destiné au broyage à sec, est représenté par la

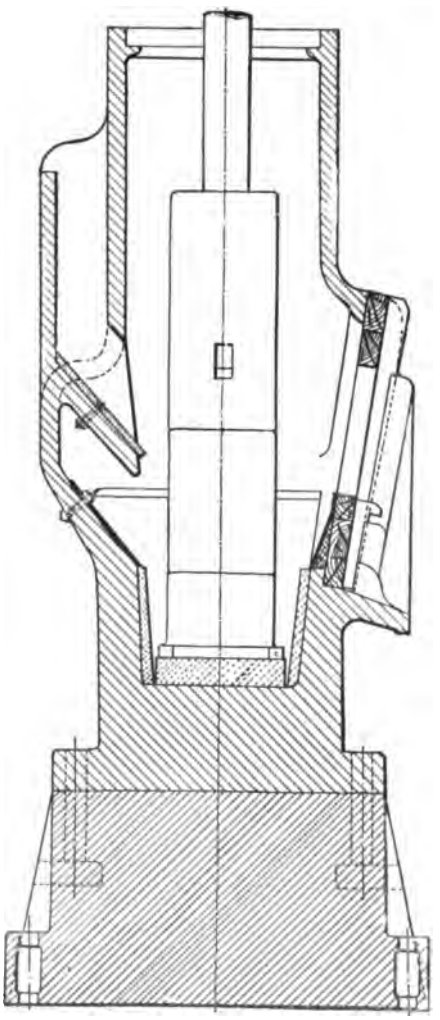


Fig. 183. — Mortier avec embase en fonte (Auvil block).

figure 184. Le mortier de la figure 185 est destiné au broyage avec de l'eau, mais *sans amalgamation intérieure*, ainsi que cela se pratique pour les minerais ne contenant pas d'or à l'état libre. Enfin la figure 186 re résente un mortier destiné au broyage avec de

l'eau, mais avec *double décharge* et *sans amalgamation* à l'intérieur du bocard.

En principe, le broyage des quartz aurifères *se fait toujours à l'eau*, différant en cela du broyage des minerais d'argent que l'on pulvérise souvent à sec, à cause des traitements ultérieurs qu'il y a

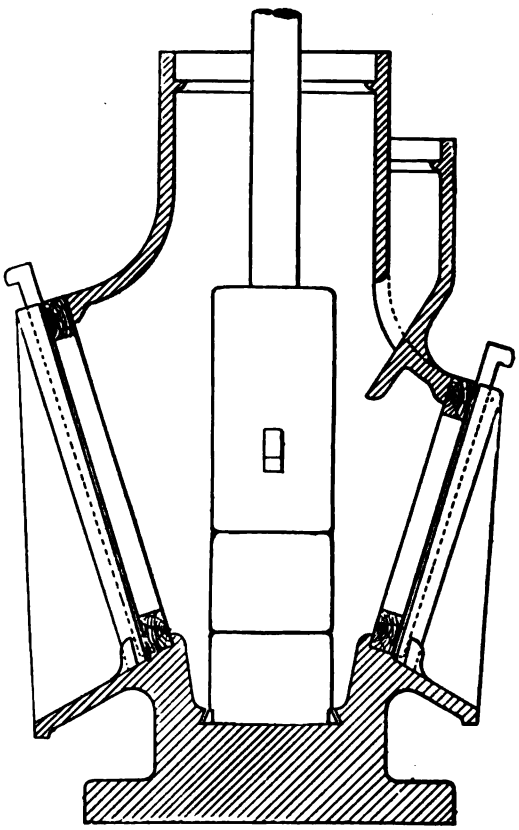


Fig. 184. — Mortier à double décharge pour broyage à sec.

lieu de leur faire subir ; de plus il paraît reconnu qu'il y a un avantage décisif, ainsi que nous l'établirons dans la discussion du traitement, à procéder à l'amalgamation *dans la batterie elle-même* et à y retenir autant que possible l'amalgame produit.

Le modèle que nous allons décrire a été établi pour exécuter le travail dans cette double condition d'un broyage à l'eau et d'une amalgamation à l'intérieur de la batterie.

Le mortier des *Black-Hills*, destiné à recevoir une batterie de cinq pilons, est en fonte, venue d'une seule pièce ; sa longueur extérieure est de $1^m,40$, sa hauteur de $1^m,20$; sa largeur extérieure, à la base comme au sommet, est de $0^m,40$. L'épaisseur de la fonte est de $0^m,15$ à la base, et de $0^m,035$ sur les côtés.

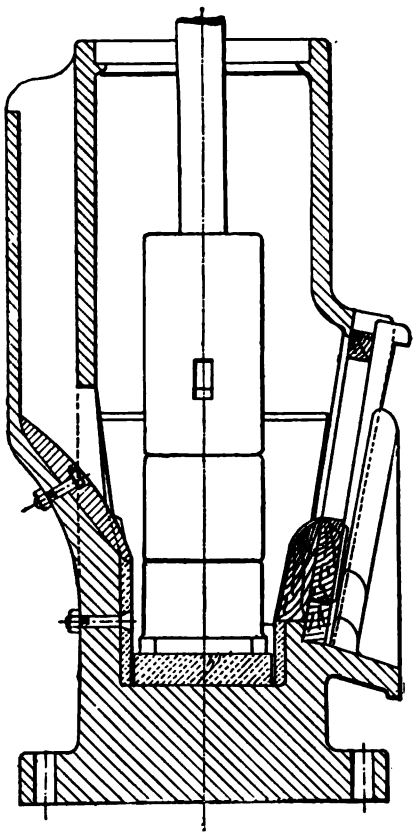


Fig. 185. — Mortier sans amalgamation intérieure.

Un pareil mortier pèse environ 2.700 kilogrammes.

Les deux faces antérieure et postérieure du mortier présentent des saillies ; la première est destinée à loger la grille par laquelle se fait l'évacuation de la *pulpe ;* dans la seconde est ménagée la rainure de $0^m,10$ de largeur, qui occupe toute la longueur de la batterie et permet l'introduction du minerai.

Les dés ne reposent pas directement sur le fond. On interpose

une plaque en acier, qui en occupe toute la surface et qui répartit les chocs. Cette plaque est maintenue par deux joues en acier, également amovibles, qui maintiennent la fixité de cet ensemble. Une autre plaque d'acier se trouve au point de chute du minerai et empêche l'usure du mortier. Les plaques d'amalgamation sont

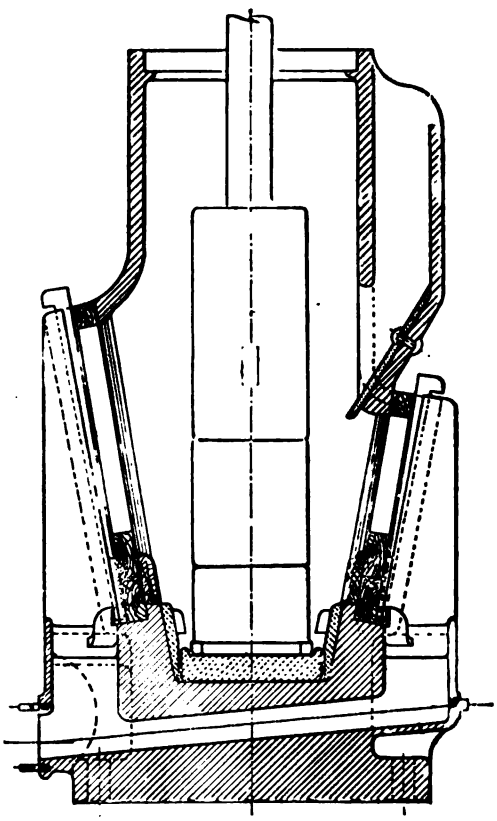


Fig. 186. — Mortier à double décharge, sans plaques amalgamées intérieures.

situées *au-dessus du niveau* du sommet du dé, de façon à recevoir le jet d'eau que produit chaque chute du pilon, ce qui favorise l'amalgamation de l'or libre au fur et à mesure qu'il se dégage des gangues.

Dés. — Pour parer à l'usure produite par le choc réitéré du pilon, on garnit le fond du mortier de pièces mobiles cylindriques appelées *dés* (*dies*), au nombre de cinq, dont les embases carrées, en se juxtaposant, remplissent à peu près exactement la cavité rectangu-

laire que présente le fond du mortier. Ces pièces sont soit en fonte dure, soit, plus généralement, en acier (*fig.* 187).

Les angles des embases carrées sont abattus de façon à permettre l'introduction d'une pince pour les retirer lorsqu'il y a lieu. Le diamètre de la partie cylindrique est le même que celui des sabots des pilons ; dans le cas du modèle que je viens de décrire, ce diamètre est de 0m,25, la hauteur de l'embase de ce dé est de 0m,035, et sa hauteur totale est de 0m,20 environ.

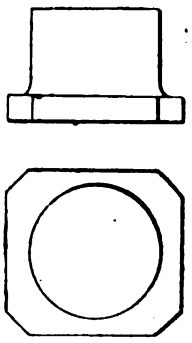


Fig. 187. — Dé de pilon.

Dans les moulins Humboldt, Fraser and Chalmers et en général dans tous les appareils soignés, la face inférieure du fond des auges ainsi que les bords qui soutiennent les cadres des tamis sont rabotés.

Usure des dés. — Cette usure dépend essentiellement de la qualité du métal employé. Il en est de même pour les sabots des pilons qui viennent frapper sur ces dés.

Les meilleurs résultats ont été obtenus avec la marque "*Hercules*" de la Maison *Arthur Koppel*. Comme cette usure entre pour une proportion importante dans le prix de revient du broyage, il est nécessaire de l'évaluer exactement.

Plus des *trois quarts des aciers employés* dans l'Afrique du Sud pour sabots de pilons et pour dés sont de la marque *Hercules*. La supériorité de durée est d'ailleurs simple à comprendre; ces matériaux sont en acier non pas coulé, mais *forgé*, ce qui assure une régularité d'usure incomparable, dont on peut se rendre compte par les figures 188, 189 et 190, qui donnent la photographie d'un dé et d'un sabot de pilon neufs, et après, respectivement, cent jours de travail pour le sabot et cent vingt jours pour le dé.

Voici le tableau de la quantité moyenne de minerai broyée avec ces deux pièces pendant la durée de leur emploi.

USURE MOYENNE ANNUELLE DES DÉS ET DES SABOTS A LA MINE TREASURY PRÈS JOHANNESBURG (TRANSVAAL)

Poids du pilon complet.....	1.050 lb.	=	476	kilogrammes.
Hauteur du sabot (neuf).....	10 pouces	=	26	centimètres.
Après 100 jours (usé).....	1 —	=	2,6	—
Hauteur du dé (neuf).....	7 —	=	18,2	—
Après 120 jours (usé).....	1 1/4 —	=	3,24	—

Fig. 188. — Acier Arthur Koppel, marque Hercules (neuf).

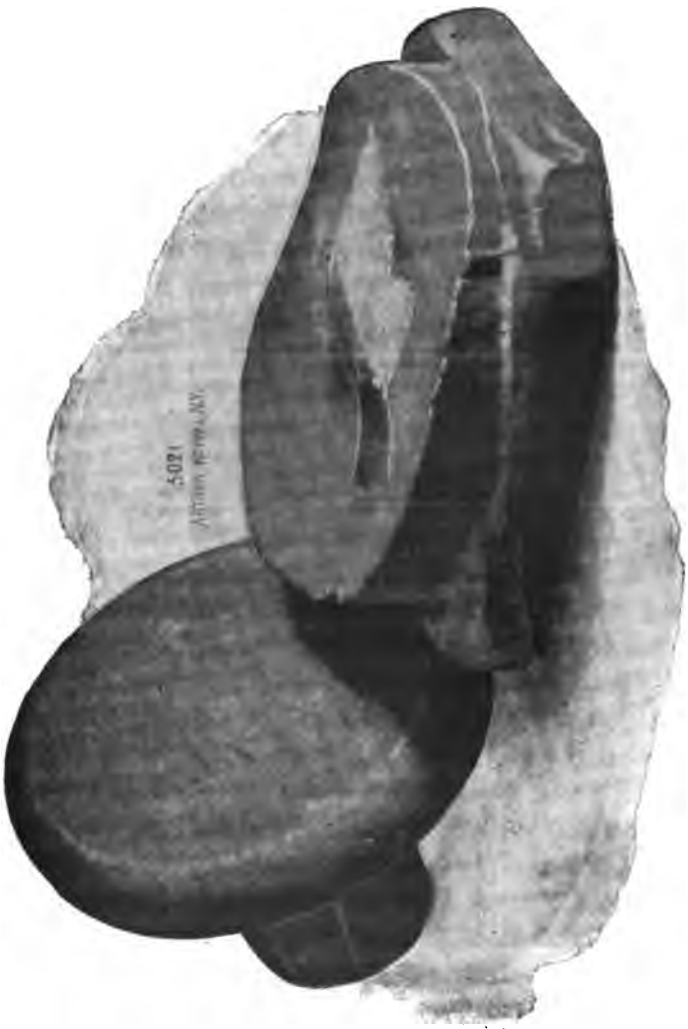


FIG. 189. — Acier Arthur Koppel, marque Hercules, après 100 jours (tête) et 120 jours (dé) de travail, ayant broyé 400 tonnes.

La marche du moulin de soixante pilons auquel s'appliquent ces résultats a été, en moyenne, de vingt-neuf jours et demi par mois. Le

Fig. 190. — Acier Arthur Koppel, marque Hercules après 120 jours de travail, ayant broyé 400 tonnes de quartz.

nombre des coups a été de 96 par minute, la hauteur de chute de 22 centimètres (8 1/2 pouces).

A la Société *Village Main Reef*, avec des pilons de 1.200 lb.

(544 kilogrammes), la durée des sabots marque *Hercules* a été de cent huit jours et celle des dés de cent vingt jours de travail.

Usure par tonne. — Le poids d'un sabot de la dimension ci-dessus indiquée est de 95 kilogrammes dont les 9/10 représentent 85 kilogrammes environ.

Le poids d'un dé est de 62 kilogrammes dont l'usure, en cent jours, est de 52 kilogrammes. Total du poids usé : 137 kilogrammes.

Nombre de tonnes broyées par une flèche en cent jours de travail (tamis 30) : environ 400 tonnes.

Consommation d'acier par tonne de minerai broyé : 340 grammes.

Voici les dimensions usuelles des sabots :

NUMÉRO DES MODÈLES.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Diamètre..... mm.	120	230	230	230	230	240	240	240	240	250	250	250
Hauteur..... —	200	230	250	280	305	280	305	330	355	305	330	355
Poids approximatif... kilos	40	80	90	100	110	110	120	130	140	530	140	150

Tamis. — La *grille* ou *tamis* occupe toute la face antérieure du mortier. Le cadre en bois qui la porte est placé dans les rainures de la saillie en fonte ménagée dans le mortier, et il vient s'ajuster, à rainure et languette, sur la pièce de bois qui porte l'une des plaques amalgamées.

La hauteur de la grille est de $0^m,25$ à $0^m,30$. Elle est inclinée d'environ 10° sur la verticale, pour faciliter l'évacuation de la *pulpe* projetée sur elle par le mouvement des pilons.

En Amérique, on emploie pour la confection des grilles soit des tôles au bois, soit des tôles d'acier perforées, d'excellente qualité, ayant environ 1 millimètre d'épaisseur. Les trous sont ronds ou rectangulaires, et nous examinerons, en décrivant le travail, la forme et les dimensions qu'il y a lieu de préférer pour les orifices.

En Australie, on fait souvent usage de feuilles de cuivre perforées ; enfin, dans beaucoup de cas, on emploie des toiles métalliques de cuivre ou d'acier.

Pendant le travail, pour éviter les projections d'eau par la partie supérieure, celle-ci est fermée au moyen de planches ou de plaques d'acier à travers lesquelles passent les tiges des pilons.

Pilon. — Ainsi que nous l'avons déjà dit, le *pilon* se compose : d'une tige; d'une tête, placée à la partie inférieure de la tige et munie d'un sabot mobile qui reçoit la force du coup et s'use pendant le travail, enfin d'un collier ou taquet annulaire (mentonnet), par l'intermédiaire duquel la came de l'arbre moteur soulève le pilon. Les différentes pièces du pilon sont représentées à la figure 191 et suivantes.

Tige. — La *tige* ou *flèche* est une barre ronde, en fer forgé, de $0^m,08$ de diamètre, tournée sur toute sa longueur, qui est de $3^m,60$. Ses deux extrémités, sur une longueur de $0^m,15$ à $0^m,20$, sont légèrement coniques, de façon à s'adapter exactement dans le trou (conicité de 1 sur 20) ménagé à la partie correspondante de la tête. Autrefois la partie inférieure de la tige avait seule cette forme conique ; mais, comme on a remarqué que la plupart des tiges se brisaient tout près de la tête, on a, dans le dispositif actuel, la facilité de retourner la tige au lieu de la remplacer.

Voici le tableau des dimensions et poids des flèches en acier spécial, *tournées sur toute leur longueur*, que livre la Maison Humboldt :

Longueur.....	mm.	2.895	4.270				4.800
Diamètre.....	—	65	76	83	89	95	102
Poids net.....	kilos	75	150	180	205	260	300
— emballé.	—	100	185	215	245	295	340
Cube maritime.	m^3	0,120	0,240	0,240	0,240	0,240	0,240

Tête. — La *tête* est en fonte dure, de forme cylindrique, avec un diamètre égal à celui du sabot qu'elle coiffe. A chaque bout, on place, à chaud, une frette en fer forgé pour empêcher qu'elle se fende sous l'effort des parties coniques de la tige et du sabot. La section transversale de ces frettes est un rectangle de $0^m,025$ sur $0^m,050$. A la partie inférieure de la tête est ménagé un trou conique, brut de fonte, *b* destiné à recevoir la saillie du sabot (*fig.* 191).

Vers le fond de chacun des trous coniques qui reçoivent, l'un la tige, l'autre le sabot, est pratiquée une mortaise qui traverse intérieurement la tête, de façon à permettre l'introduction d'une clef

en acier, destinée à chasser ces organes en cas de bris ou d'usure.

Une tête ainsi construite se brise très rarement, et on considère pratiquement sa durée comme indéfinie.

La tête, ou *surcharge* sert, non seulement à assurer la connexion de la flèche avec le sabot, mais aussi à augmenter le poids de l'ensemble. On fait, de plus en plus, cette pièce en acier coulé, au lieu de fonte dure, ce qui dispense du frettage. Voici les dimensions et poids usuels de ces têtes :

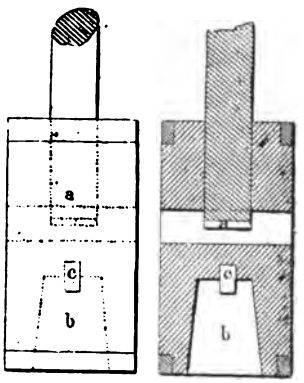


Fig. 191. — Tête de pilon.

Diamètre	mm.	180	230	230	230	230	230	240	240	240	250
Hauteur	—	280	400	455	500	560	500	560	610	610	690
Poids	kilos	45	110	125	140	160	155	175	215	215	245
Cube maritime....	m^3	0,04	0,06	0,07	0,08	0,1	0,1	0,13	0,14	0,16	0,18

Sabot. — Le *sabot* (*shoe*) est une pièce cylindrique, en acier coulé, ou mieux, *forgé*, portant sur sa face supérieure une partie conique (pente de 1/8) destinée à s'enchâsser dans la base de la tête.

Le diamètre du sabot est le même que celui de la tête et sa hauteur varie de $0^m,18$ à $0^m,30$; la partie conique du sabot a un diamètre de $0^m,12$, à sa base, et sa hauteur est également de $0^m,12$; cette partie entre dans le trou correspondant de la tête, avec un jeu de $0^m,006$. Pour fixer le sabot à la tête, on a recours à un artifice, à la fois très simple et très efficace, qui consiste à placer, sur le pourtour du cône, de petites lattes de bois de sapin de $0^m,006$ d'épaisseur sur $0^m,015$ de largeur que l'on maintient provisoirement en place au moyen d'une ficelle. On place le sabot ainsi garni sur le dé correspondant et on laisse tomber la tige et la tête préalablement emboîtées; on fait battre ensuite quelques coups au pilon, de façon à produire l'enchâssement complet. Lorsque plus tard, dans le travail, on introduit de l'eau dans la batterie, le bois se gonfle, ce qui produit une adhérence parfaite des deux organes.

Le *taquet* ou *mentonnet* (*tappet*) est un manchon en acier, soli-

dement fixé vers la partie supérieure de la tige, pour entraîner avec lui le pilon entier dans le mouvement ascensionnel qu'il reçoit sous l'action de la came : on obtient l'adhérence suffisante de cette pièce et de la tige, tout en laissant une grande facilité pour le déplacement du taquet le long de cette dernière, en employant la disposition spéciale connue en Amérique sous le nom de *gib-tappet ;* le taquet a, dans ce cas, la forme générale indiquée à la figure 192.

L'alésage du mentonnet est un peu augmenté aux deux extrémités afin d'éviter le calage. Voici les dimensions usuelles :

Hauteur du mentonnet	mm.	190	280	356
Diamètre	—	170	228	240
Alésage	—	65	76-89	85-102
Poids approximatif	kilos	30	60	80
Cube maritime	m^3	0,03	0,04	0,05

La pièce spéciale appelée *gib*, dont la largeur est de $0^m,05$ et dont la longueur est presque égale à celle du taquet, a l'une de ses faces planes, tandis que la face opposée est une portion de cylindre de même courbure que la tige du pilon. Cette pièce se loge dans une cavité venue de fonte dans le taquet ; on l'y place avant d'introduire la tige dans ce dernier, puis, au moyen de clefs d'acier, qui agissent sur la face plane de ce *gib*, on opère le serrage, qui est très effectif en raison de la surface de contact. Pour déplacer le taquet sur la tige, dans le but de faire varier, suivant les besoins, la hauteur de chute du pilon, il suffit de chasser ces clefs et de les resserrer lorsque la position du taquet a été réglée de nouveau.

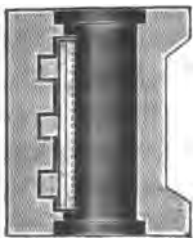


Fig. 192. Mentonnet (Gib tappet).

Les deux faces horizontales du taquet sont tournées avec soin et peuvent indifféremment servir à recevoir l'action de la came.

Le poids total d'un pilon de 520 kilogrammes (1.150 lb.) qui représente un modèle courant, est ainsi réparti :

	Kilos.
Tige	205
Tête	100
Sabot	155
Taquet	60
	520

Guides. — Les tiges des pilons sont guidées, dans leur mouvement vertical alternatif, au moyen de pièces de bois dur (*fig.* 193)

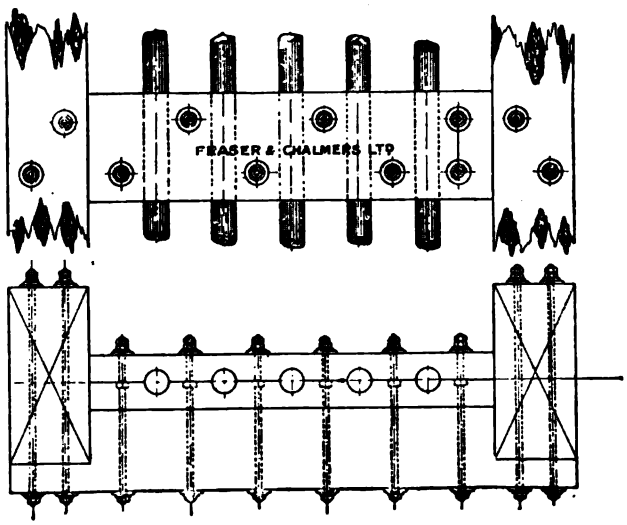


Fig. 193. — Guides en bois.

fixées par des boulons sur les entretoises du bâti dont j'ai parlé précédemment.

Ces guides, éloignés l'un de l'autre de 1^{m},80, sont à égale distance de l'arbre à cames; ils sont formés, de deux parties que l'on peut serrer au fur et à mesure de l'usure, au moyen des boulons qui les rattachent à l'entretoise. Des coins verticaux, intercalés entre ces deux pièces dans les intervalles des pilons, permettent de serrer à fond, tout en laissant les tiges glisser à frottement doux. Le frottement est d'ailleurs atténué par l'emploi d'une graisse appropriée ou de mélasse.

Dans certains moulins, on avait cru préférable d'employer des guides en fer avec garniture de métal *anti-friction* (*bronzes spéciaux*, *métal Babitt*, *métal glacier*, etc.); mais l'interposition des poussières quartzeuses du moulin produisait une usure si rapide

de ces tiges que l'on a dû y renoncer. Dans d'autres cas, pour parer à l'usure inégale des différents trous des guides, on a divisé en sections l'une des moitiés du guide, chaque section pouvant être serrée individuellement; enfin la méthode que je considère comme la plus simple et la plus avantageuse consiste à faire le corps des guides d'une seule pièce et à y placer de véritables coussinets, également en bois dur, dont les faces extérieures, taillées en coin, permettent un serrage facile des deux côtés de la tige. La hauteur des guides est de $0^m,25$ à $0^m,30$.

Cames. — On emploie généralement des *cames doubles* qui permettent d'obtenir un nombre convenable de coups de pilons par minute, sans qu'il soit nécessaire d'augmenter la vitesse du moteur.

La came est en acier coulé dur avec ses deux bras d'une seule pièce ; ces bras sont diamétralement opposés.

La courbe des cames est toujours la *développante* d'un cercle dont le rayon est égal à la distance horizontale entre l'axe de l'arbre à cames et la ligne d'axe des pilons. Pour tracer la courbe de la came, on *développe* la portion de cette circonférence dont la longueur est égale à la plus grande chute que l'on veut pouvoir produire, c'est-à-dire, en général, à $0^m,25$. La courbure de la came est modifiée à son extrémité et remplacée, sur les dix derniers centimètres, par un arc de cercle ayant pour centre le centre même du moyeu ; cette disposition a pour but de réduire le frottement sur le taquet et, par suite, l'usure des organes en contact, à l'extrémité de la course. Le tracé de la came étant basé sur la distance entre l'arbre à cames et la tige des pilons, il est important, dans le montage de la batterie, de tenir compte de cette distance ; elle doit d'ailleurs être toujours aussi faible que possible, de manière à diminuer le choc au moment où la came vient en contact avec le taquet. Pendant le soulèvement du taquet par la came, l'adhérence de ces deux organes produit un mouvement de rotation du pilon autour de son axe, et l'on sait que cette rotation a pour résultat de provoquer une usure uniforme des sabots et des dés.

Le diamètre du moyeu est déterminé par celui de l'arbre à cames sur lequel le moyeu est fixé par une clavette ; le diamètre de l'arbre étant de $0^m,125$, le moyeu a un diamètre de $0^m,30$ sur $0^m,25$ de longueur ; les bras ont une section transversale en forme de T, et la face de contact a une largeur de $0^m,05$.

L'arbre à cames dessert deux batteries de cinq pilons et repose, en conséquence, sur trois paliers ; à l'une des extrémités est clavetée la poulie sur laquelle passe la courroie qui lui transmet le mouvement de l'arbre moteur principal ; l'autre extrémité de l'arbre reçoit un collier, formant épaulement contre le palier et empêchant le déplacement latéral.

Mode de fixation. — Les cames doivent être orientées de façon à ce que des pilons se soulèvent dans un ordre déterminé, lequel

Fig. 194. — Cames de pilons.

n'est pas indifférent, à cause du déplacement des matières qui se produit à chaque chute et qu'il importe de rompre.

La succession ordinaire est : en partant de la gauche du moulin, vu de face : 1, 7, 3, 9, 5, 2, 8, 4, 10, 6, pour un élément de 10 pilons.

S'il n'y a que 5 pilons, on adopte : 1, 4, 2, 3, 5.

Pour atteindre ce résultat, les cames ordinaires sont expédiées de l'usine, toutes rodées, au diamètre convenable, mais non munies de leur rainure de clavette. Cette dernière est creusée sur place, après présentation, de façon à obtenir les chutes à intervalles réguliers, dans l'ordre susnommé.

Les cames ont un talon, qui change de sens suivant qu'on les enfile par la droite ou par la gauche (*fig.* 194). Il faut indiquer ce détail quand on en commande de rechange.

Voici les dimensions usuelles des cames simples :

Alésage en millim.	mill	100	127	140	152	165
Diamètre —	—	725	838	86è	890	895
Poids approximatif.	kilos	45	95	100	110	115
Cube transp. marit.	m³	0,04	0,06	0,06	0,07	0,07

qui correspondent aux dimensions suivantes des arbres à cames :

Longueur.....	mill.	2.060	2.540	2.540	2.540	2.540
Diamètre.....	—	110	127	140	152	165
Poids net.....	kilos	150	255	305	300	425
Poids emballé.....	—	190	300	350	410	475
Cube transp. marit.	m³	0,08	0,1	0,1	0,7	0,1

Came Blanton. — Ce dispositif permet de supprimer la clavette, qui est une cause de trouble et de faiblesse, et d'éviter des pertes de temps quand on doit changer une came en cours de service.

Elle consiste essentiellement en une pièce *a* (*fig.* 195) qui vient s'insérer entre la came et l'arbre et qui est d'autant plus coincée que la came force davantage dans le sens de la flèche.

Au contraire, pour la desserrer, il suffit de donner un coup de maillet en sens contraire.

La pièce *a* est ajustée sur place au moyen de deux goujons qui se vissent dans l'arbre, après qu'on a repéré la position de ces goujons de façon à avoir les angles de calage convenables. Il suffit de percer des trous dans l'arbre au lieu de faire une place pour la clavette, ce qui est une opération beaucoup plus simple. Un gabarit (*fig.* 196) permet de déterminer exactement l'emplacement où il faut percer les trous des goujons.

Cette came peut être placée sur n'importe quel moulin. Aussi a-t-elle presque complètement remplacé les cames à clavettes.

Came « New Blanton ». — Cette came très ingénieuse et très simple, est un perfectionnement de la précédente. Elle exige que l'arbre à cames ait un profil spécial, qui doit être exactement calibré sur toute sa longueur utile, ce qui nécessite une de ces installations modèles de machines-outils dans lesquelles les Américains sont passés maîtres.

Le principe consiste, comme on le voit à la figure 197, à avoir une

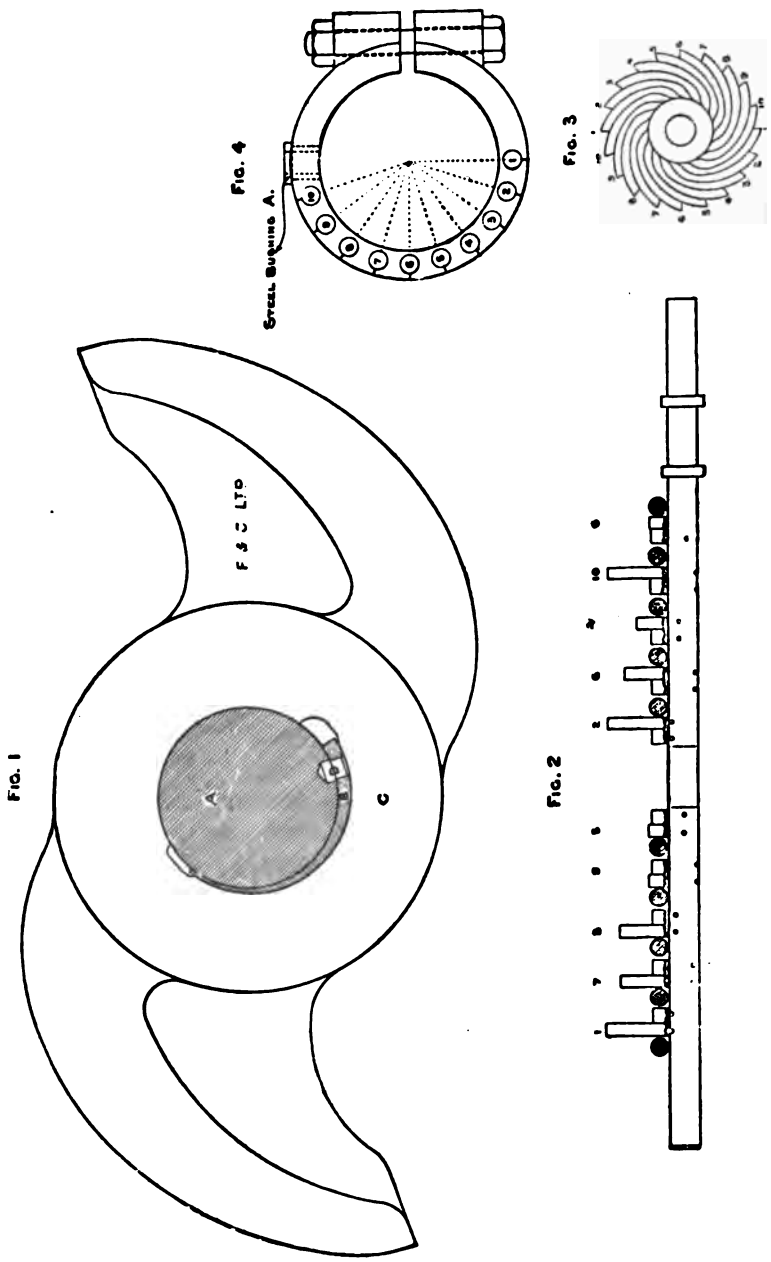


Fig. 196. — Gabarit pour la came Blanton.

Fig. 195. — Came Blanton.

came dont le profil intérieur, divisé en dix parties égales, épouse le *décagone à faces courbes* qui constitue la section de l'arbre. Le

serrage est dès lors automatique dès que la came force dans le sens de la flèche. L'angle de calage des diverses cames s'obtient sans aucune peine avec la division décimale adoptée par le constructeur.

Supports (*Fingers*). — Enfin, pour compléter la batterie, on dispose, en arrière des pilons, des *supports* ou *doigts* (*fingers*), en bois dur, destinés à maintenir les pilons suspendus à l'intérieur du mortier en cas de nettoyage ou de réparation. Ces pièces de bois, de section carrée, d'environ 0m,08 de côté, sont encastrées, à leur extrémité inférieure, dans des pièces de fonte dont la base demi-cylindrique repose sur un arbre en fer de 0m,075 de diamètre, supporté entre les montants de la batterie. Cette disposition permet de les incliner en arrière pendant la marche par un mouvement de bascule et de les ramener sous le taquet quand il y a lieu de suspendre le pilon

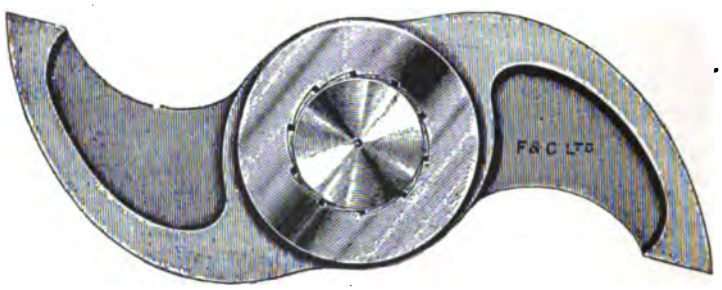


Fig. 197. — Came New Blanton.

correspondant. Pour suspendre un pilon, on emploie un long coin en bois dur, garni de cuir, que l'on interpose entre la came et le taquet, de façon à soulever ce dernier plus haut que de coutume ; on avance alors le support sur lequel le taquet vient retomber lorsque la came l'abandonne. La longueur du doigt est telle que le taquet ainsi supporté n'est plus touché par la came dans sa rotation ; une opération inverse permet de dégager le doigt et de remettre le pilon en marche.

Appareils d'amalgamation. — L'amalgamation s'effectue en partie à l'intérieur, en partie à l'extérieur de la batterie, au moyen de plaques amalgamées, dont nous allons décrire l'agencement.

Plaques d'amalgamation intérieures. — A l'intérieur du mortier sont adaptées deux plaques de cuivre amalgamé, destinées à recevoir une grande partie de l'amalgame produit dans la batterie. L'une de ces plaques, de 0m,25 de hauteur environ, est fixée au moyen de

boulons contre la face postérieure du mortier et occupe toute la longueur de ce dernier. Elle est placée entièrement au-dessus de la face supérieure des dés et protégée contre l'action du minerai descendant par un rebord oblique, prolongation de la paroi postérieure de la rainure, venue de fonte avec le mortier.

La plaque amalgamée latérale est fixée contre une pièce de bois, taillée en biseau sur sa face antérieure et placée au fond des rainures de la grille; on interpose des bandes de couvertures de laine entre cette pièce de bois et la fonte pour rendre le joint étanche. La plaque amalgamée n'a guère que $0^m,12$ de hauteur, et elle descend, comme la précédente, jusqu'au niveau que le minerai solide doit occuper en bonne marche, c'est-à-dire jusqu'à $0^m,025$ à $0^m,050$ *au-dessus de la face supérieure des dés.*

Plaques d'amalgamation extérieures. — A sa sortie de la batterie, la pulpe passe sur une plaque d'amalgamation inclinée dont la largeur est celle du mortier lui-même, soit $1^m,40$, et dont la longueur est de $2^m,40$. — Cette plaque est une feuille de cuivre de $0^m,003$ d'épaisseur, argentée sur l'une de ses faces, à raison de 2 onces d'argent fin par pied carré de surface ($3^{kr},5$ par décimètre carré), puis amalgamée ainsi que nous le décrirons ultérieurement. Cette feuille repose sur une table en bois bien dressée et munie de rebords fixes. On cloue sur ces derniers, de petits tasseaux en bois qui maintiennent en même temps la plaque en position. On fait également un joint étanche, en bois, entre la plaque de cuivre et le rebord de la saillie du mortier.

Distribution de l'eau. — Pour compléter la description des différentes parties de la atterie, il me reste à parler de la distribution de l'eau. La conduite principale est en fer étiré de $0^m,10$ de diamètre et occupe toute la longueur des batteries en avant des blocs des mortiers; au milieu de chaque groupe de 10 pilons, commandés par un même arbre à cames, s'élève un branchement qui alimente deux tuyaux horizontaux, courant chacun au-dessus d'un mortier. Chacun de ces tuyaux porte 5 ajutages, un en face de chaque pilon. L'eau est introduite dans le mortier par les ouvertures du couvercle en bois qui laissent passer les tiges des pilons. Des robinets sont disposés sur ces tuyaux de manière à régler l'alimentation et à la suspendre, à volonté, dans l'un ou l'autre des mortiers, ou dans les cinq à la fois. Des robinets d'arrêt et un tuyau

de caoutchouc pour le nettoyage des tables d'amalgamation complètent la distribution.

Disposition d'ensemble des appareils. — Tous les organes que nous venons de décrire sont indiqués dans la figure qui reproduit la disposition générale d'un moulin à or du type le plus récent. On y remarque l'installation des appareils de cyanuration à la suite des plaques d'amalgamation. Le classificateur figuré dans le croquis est un hydro-classeur, dont nous verrons ultérieurement la construction et le mode de travail (Pl. II et III).

Conduite du travail dans les moulins à or. — *Concassage.* — Le quartz aurifère arrivant de la mine en blocs plus ou moins gros, suivant la dureté et la fissilité du minerai, n'est jamais concassé à la main et la première machine essentielle du moulin est, ainsi que nous l'avons déjà dit, le concasseur (*crusher*).

Un concasseur moyen suffit au service de 4 batteries de 5 pilons tout en ne travaillant que pendant dix ou douze heures. Un seul ouvrier est affecté à son service.

Alimentation de la batterie. — Le minerai concassé doit être introduit aussi uniformément que possible dans la batterie et réglé de manière à éviter que le sabot ne vienne frapper directement à nu sur le dé, ni que la couche de minerai ne soit trop épaisse et que le choc du pilon ne perde ainsi une grande partie de son efficacité. Il est reconnu que, pour des quartz de durée moyenne, une épaisseur constante de $0^m,05$ produit le meilleur effet utile. Autrefois on alimentait à la pelle, et l'ouvrier devait se rendre compte, par le son produit, de la bonne marche du travail; aujourd'hui, l'on a partout remplacé cette manœuvre inégale et coûteuse par des appareils automatiques qui offrent d'ailleurs plus de garantie de bonne alimentation. Un des types les plus anciennement employés est le *Tulloch's ore feeder*, représenté par la figure 198 :

Cet appareil consiste essentiellement en une trémie au-dessous de laquelle est placée une feuille de tôle à bords relevés, suspendue, par quatre tirants en fer, au bâti en bois qui supporte la trémie. Cet organe, légèrement incliné d'arrière en avant, reçoit, par un système de leviers, une secousse brusque en arrière, lorsque le pilon central du mortier vient à frapper, par l'intermédiaire de son taquet, sur une tige verticale munie d'un tampon de caoutchouc

pour adoucir le choc. Un demi-ressort de voiture, fixé à l'arrière de la plaque en tôle, renvoie celle-ci en avant, immédiatement après le choc, et lui donne ainsi un mouvement saccadé qui produit la décharge lente et régulière du minerai dans la batterie. Des écrous de serrage permettent de régler le jeu de cet appareil; comme, d'ailleurs, l'action est produite par la chute même du pilon, il en résulte que, chaque fois que la couche de minerai devient trop épaisse sur le dé, le pilon ne descend plus assez bas pour frapper la tige du *feeder*, et l'alimentation est naturellement suspendue jusqu'à ce que la couche de minerai soit réduite à l'épaisseur qu'elle doit avoir pour la bonne marche.

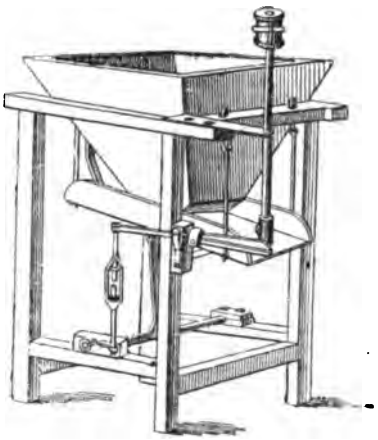


Fig. 198. — Distributeur Tulloch.

Challenge ore feeder. — Cet appareil est basé sur un principe

Fig 199. — Distributeur circulaire à plateau, modèle suspendu (Challenge ore eeder).

différent. Le minerai s'écoule sur un plateau tournant en face d'une râclette fixe, disposée de façon à ce que l'auge ne reçoive que la quantité de matière qui correspond au travail des pilons (*fig.* 199). L'appareil peut être fixe ou suspendu. C'est le modèle suspendu qui est représenté dans la figure susdite. Le poids d'un appareil, suffisant pour alimenter un élément de 5 pilons, est de 630 kilogrammes.

Mise en marche des pilons. — Les pilons, préalablement suspendus au moyen des *doigts* en bois, sont successivement mis en mouvement aussitôt que le mortier est suffisamment fourni de minerai.

Rappelons que les cames d'un même mortier doivent être disposées, sur leur arbre, de façon à faire battre successivement les pilons, car leur soulèvement simultané surchargerait le moteur et, de plus, leur chute ébranlerait et briserait les grilles. Le système qui consisterait à les soulever dans leur ordre numérique aurait pour inconvénient de chasser le minerai à l'un des bouts du mortier et de faire exécuter presque tout le travail par le dernier pilon. Plusieurs combinaisons ont été successivement en faveur; on donne aujourd'hui la préférence à la combinaison 1, 4, 2, 3, 5, qui produit une égale répartition du minerai sous les pilons et qui entretient la *pulpe* en mouvement régulier, avec une décharge à peu près uniforme sur toute la largeur de la grille.

Introduction de l'eau dans la batterie. — L'eau est admise dans la batterie en même temps que le minerai. Sa proportion ne peut être fixée que par l'expérience; elle dépend de la nature du minerai et de l'état auquel on doit amener la pulpe pour satisfaire aux conditions diverses exigées par l'amalgamation et la concentration qui suivent le broyage.

Pour fixer les idées, je dirai qu'en moyenne on emploie de 7 *à* 10 *litres d'eau par minute et par flèche.*

Dans les pays froids, cette eau doit être autant que possible portée à une température *égale ou supérieure à* 15°, au moyen d'une injection de vapeur dans le réservoir général de la batterie, car l'amalgamation devient de plus en plus difficile au-dessous de cette température.

Introduction du mercure. — Le mercure est introduit par la même rainure que le minerai, et il est réparti sur toute la longueur de la batterie; en principe, il vaut mieux que cette intro-

duction ait lieu fréquemment, par petites quantités, soit environ toutes les demi-heures. La quantité de mercure nécessaire dépend de la richesse du minerai en or et en argent, l'amalgame d'or pur renfermant théoriquement à peu près 60 0/0 de métal précieux, tandis que celui d'argent en contient seulement 20 0/0 environ.

Dans la pratique, il faut fournir un excès de mercure pour former l'amalgame et le rassembler; aussi, en tenant compte des pertes, peut-on admettre qu'il faut verser, dans la batterie, environ 5 *fois la quantité de mercure strictement nécessaire* pour amalgamer l'or et l'argent contenus dans le minerai. — D'ailleurs, on est parfaitement guidé, à cet égard, pendant la marche, par l'aspect des plaques extérieures d'amalgamation. Lorsqu'il est nécessaire d'ajouter du mercure, l'amalgame qui recouvre ces plaques se durcit et prend un aspect sec, caractéristique; au contraire, si l'on a ajouté trop de mercure, celui-ci coule pour ainsi dire sur la surface des plaques, et peut occasionner des pertes par entraînement. Un ouvrier *amalgamateur* expérimenté règle, avec une grande précision, d'après l'aspect des plaques, la quantité de mercure à introduire. Pour donner une idée de cette quantité, je dirai que pour les quartz de richesse moyenne, on verse *toutes les demi-heures*, dans chaque batterie de 5 pilons, avec une petite cuiller en bois, l'équivalent du contenu d'*un dé à coudre de mercure*.

Le mercure introduit dans la batterie est divisé, par l'action des pilons, en globules qui se répartissent dans la masse en mouvement de la pulpe; ils se trouvent ainsi en contact prolongé avec les métaux précieux séparés de leur gangue et forment l'amalgame dont une grande partie se fixe sur les plaques intérieures. L'or gros, trop lourd pour être entraîné dans le mouvement de la pulpe, se précipite au fond du mortier en entraînant avec lui une certaine quantité de mercure qui y adhère sans le dissoudre; enfin les particules les plus fines de l'amalgame sont projetées avec la pulpe en dehors des grilles et coulent avec elles sur les plaques extérieures d'amalgamation.

Fonctionnement des plaques d'amalgamation. — La pente des plaques d'amalgamation est d'ordinaire réglée à 14 centimètres par mètre, de manière à ce que la pulpe, tout en y séjournant assez longtemps, ne puisse pas s'y déposer. En raison de leur densité, les particules d'amalgame viennent en contact avec la sur-

face amalgamée et y adhèrent, tandis que les autres matières sont entraînées, soit au dehors, soit sur les appareils de concentration.

Pour assurer le bon fonctionnement des plaques d'amalgamation, tant intérieures qu'extérieures, il est nécessaire d'apporter les *soins les plus minutieux* à leur *préparation* et à leur *entretien*. Leur surface doit, d'abord, être bien nettoyée avec des cendres de bois additionnées d'eau, ou avec une dissolution de cyanure de potassium, pour bien enlever toutes les matières graisseuses dont la présence doit toujours être évitée avec soin, à cause de l'influence nuisible bien connue qu'elles exercent sur l'amalgamation. On amalgame ensuite les plaques, en répendant du mercure à leur surface et en l'y frottant avec un tampon d'étoupe, jusqu'à ce que cette surface soit unie et brillante.

Les plaques argentées ont l'avantage de rendre cette préparation beaucoup plus facile, car elles dispensent de procéder au décapage préalable du cuivre; de plus, on évite, par leur emploi, l'opération qui consiste à faire adhérer, au début, une certaine quantité d'amalgame d'or ou d'argent sur les plaques de cuivre, condition que l'on a reconnue indispensable pour obtenir un bon fonctionnement de ces plaques.

Les canaux en bois qui reçoivent la décharge des plaques et qui emmènent la pulpe, soit au dehors, soit aux concentrateurs, ont également quelquefois leur fond garni de plaques pour arrêter les parcelles d'amalgame qui échappent à l'action de la table principale; on dispose en outre, sur le parcours de la pulpe, des *trappes* à deux compartiments, séparés par une cloison qui n'atteint pas tout à fait le fond, et qui, forçant la pulpe à descendre, puis à remonter, permettent au mercure et à l'amalgame de se déposer en raison de leur densité.

On ne recueille l'amalgame sur les plaques extérieures que lorsque la quantité qui s'y est accumulée devient trop considérable et qu'il y a danger de perte par entraînement ou de vol; on a remarqué, en effet, que la surface un peu rugueuse et ondulée de l'amalgame a une action *plus efficace* que la *surface lisse* des plaques nouvellement nettoyées.

Lorsque le minerai traité est riche, le nettoyage se fait une fois par jour; toutefois, les plaques intérieures sont retirées et nettoyées une fois par semaine seulement. Pour recueillir l'amalgame

sur les plaques extérieures, on emploie soit un morceau de cuir épais, soit un morceau de courroie de caoutchouc; quant aux plaques intérieures, l'amalgame, qui peut atteindre par places jusqu'à $0^m,025$, y est parfois si dur qu'il faut employer des grattoirs en acier pour en enlever la plus grande partie ; ce qui reste est amolli par une addition de mercure et enlevé comme il vient d'être dit pour le nettoyage des plaques extérieures.

Nettoyage général. — Une fois par quinzaine ou, au moins, une fois par mois, on procède, de la façon suivante, à un nettoyage général du fond des batteries : on arrête l'alimentation de la dernière batterie et, lorsque les pilons sont sur le point de battre sur les dés, on les maintient suspendus au moyen des *doigts* en bois. Les dés, les plaques de fond et leurs joues sont alors retirés et lavés.

La masse qui se trouve accumulée au fond du mortier est composée de morceaux de quartz de toutes grosseurs, de particules d'amalgame, de gros or imparfaitement amalgamé, de pyrites, etc., formant un ensemble généralement très riche.

Le tout est retiré avec soin et porté dans la batterie numéro 1, comme du minerai ordinaire ; les dés sont alors replacés et la batterie nettoyée est remise en marche. On procède successivement et de la même façon pour toutes les batteries jusqu'à ce qu'on arrive à la batterie numéro 1, dans le mortier de laquelle se trouvent alors concentrées toutes les matières qui ne peuvent s'échapper par les grilles, et que ce nettoyage général a précisément pour but de recueillir.

Ce mode de travail a pour avantage de ne jamais arrêter plus de cinq pilons à la fois dans le moulin, et de réduire à son minimum la quantité de matières accumulées au fond de toutes les batteries, matières qui, en raison de leur nature et de leur richesse, doivent être soumises à un traitement spécial.

Ces opérations sont facilitées par l'emploi de mortiers à devant amovible (*fig.* 200 et 201), qui permettent de pénétrer facilement dans l'intérieur et d'en faire rapidement le nettoyage. Toute la partie antérieure située au-dessus du tamis est mobile autour de deux paumelles et vient se fixer sur le bâti au moyen de trois boulons, visibles sur le dessin.

Les matières restées dans le mortier numéro 1 sont passées avec un courant d'eau sur une sorte de *rocker* qui, d'une part, éli-

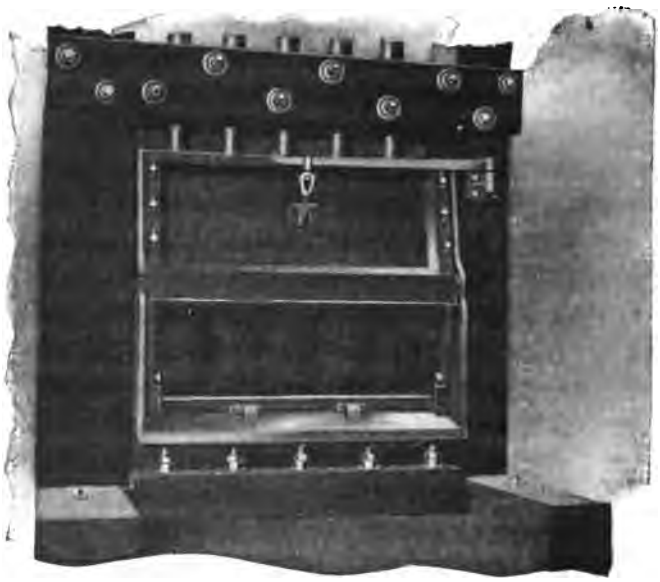


FIG. 200. — Mortier Fraser et Chalmers à devant amovible. Mortier fermé.

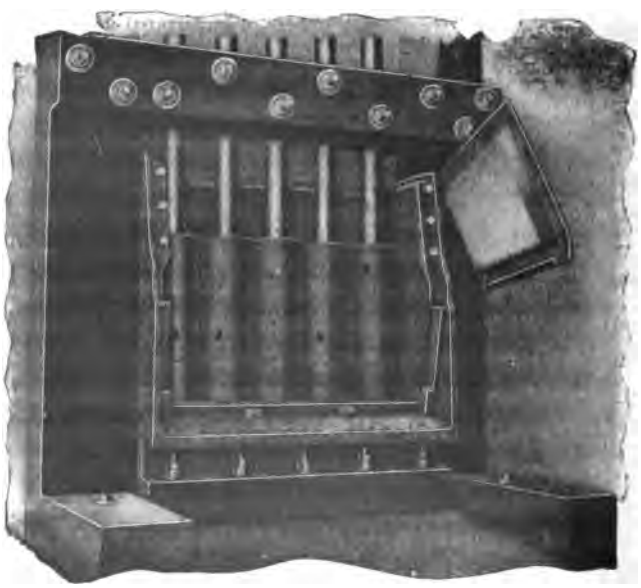


FIG. 201. — Mortier Fraser et Chalmers à devant amovible (Mortier ouvert pour le nettoyage).

mine par un tamis grossier les gros morceaux de minerai à repasser dans la batterie et qui, d'autre part, permet de recueillir toutes les matières insuffisamment broyées pour être soumises à l'action d'une machine spéciale appelée *clean-up pan*.

Cette machine, comme tous les *pans* que j'aurai l'occasion de

Fig. 202. — Pan pour le nettoyage de l'amalgame.

mentionner en parlant du traitement des minerais d'or, se compose d'une cuve en fonte ou en bois dans laquelle tourne une meule également en fonte (*fig.* 202). On y introduit la matière avec un excès de mercure qui, à la faveur du contact intime produit par le travail de la machine, entraîne avec lui la presque totalité du métal précieux. Je ne m'arrêterai pas à décrire le dispositif et le fonctionnement de cet appareil qui n'est qu'accessoire, disons toutefois que le mercure est retiré du fond de l'appareil par une tubulure latérale, tandis que les matières sableuses sont, après décantation, remises dans la batte-

rie. Le mercure enrichi est filtré, et l'amalgame est réuni à celui que l'on retire des plaques.

Traitement de l'amalgame. — Comme on vient de le voir, l'amalgame est finalement recueilli en trois endroits : sur les plaques intérieures, sur les plaques extérieures et dans le fond des mortiers. Les proportions suivant lesquelles il se trouve réparti dans ces trois endroits varient évidemment avec la nature du minerai et l'état de grosseur de l'or. Ainsi, un minerai à or gros donnera des fonds de mortier très riches, tandis qu'un quartz à or très fin enrichira beaucoup les plaques extérieures. Si l'or contient une forte proportion d'argent, l'amalgame sera plus léger; il aura, par suite, une tendance à être entraîné plus facilement par la pulpe et se déposera sur les plaques extérieures. Néanmoins on peut dire, d'une manière générale, que, dans une batterie bien conduite, *la moitié au plus* de l'or est recueillie sur les *plaques extérieures.*

L'amalgame provenant des plaques, tant intérieures qu'extérieures, est dissous dans un excès de mercure; cela fait, il suffit d'agiter la masse pour que les impuretés, consistant en fragments de quartz et en pyrites mécaniquement interposées, viennent flotter à la surface et soient enlevées.

Le produit de cet écumage (*skimmings*) contient toujours un peu d'amalgame; il est l'objet d'un traitement par fusion au nitre, après un grillage effectué au laboratoire.

Le mercure tenant en dissolution l'amalgame est alors filtré dans un sac conique en forte toile à voile qui retient la presque totalité de l'amalgame. Le mercure passant au travers du filtre contient des quantités appréciables de métaux précieux; mais, comme il est remis dans la batterie, il n'y a pas lieu de s'en préoccuper.

Vers la fin du filtrage, le sac est tordu et fortement serré, de façon à obtenir, en définitive, un amalgame sec et craquant. Les boules de cet amalgame sont emmagasinées jusqu'à ce qu'elles soient en quantité suffisante pour qu'il y ait lieu de procéder à leur distillation. Cette distillation s'effectue dans des cornues en fonte (*retortes*), ainsi qu'il a été dit (page 279) au sujet de l'amalgame recueilli dans les placers hydrauliques (*fig.* 203 et 229).

La *tourte* spongieuse obtenue par la distillation est fondue au creuset de plombagine, avec addition de nitre et de fondants, dans le but de scorifier les impuretés, ainsi la majeure partie des bas

métaux qu'elle renferme; ces bas métaux proviennent non seulement des composés métalliques existant dans le minerai, mais encore de l'usure des appareils (*fig.* 229).

Les lingots obtenus dans le traitement des quartz aurifères sont rarement d'un titre aussi élevé que ceux des placers; la proportion d'or fin contenue peut descendre à 55 pour 100 et s'élève rarement au delà de 90 pour 100.

Observations générales sur le travail des moulins à or. — *Usure et accidents.* — D'après la nature même du travail, certains

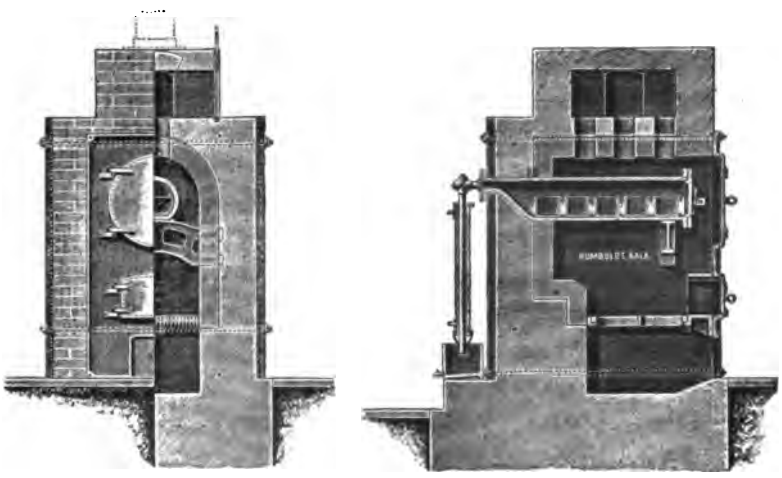


Fig. 203. — Distillation de l'amalgame.

organes sont exposés à une usure considérable; aussi sont-ils disposés de façon à ce que leur remplacement soit facile et rapide. Ainsi les dés et les sabots en fonte ne durent en moyenne que dix à douze semaines; au bout de ce temps, ils sont devenus trop minces et sont exposés à se briser. Les grilles sont généralement hors de service au bout de trois semaines. Les cames, les taquets et les tiges s'usent peu et durent environ trois ou quatre ans; on doit néanmoins avoir des pièces de rechange en cas d'accident. Les accidents, bris de tige et de came, arrivent le plus souvent par négligence, principalement lorsqu'on laisse battre le sabot sur le dé, ou lorsqu'on laisse retomber sur la came un pilon suspendu par son *doigt* en bois.

L'accident le plus fréquent est la rupture d'un sabot trop usé ou de mauvaise qualité ; cet accident est d'autant plus à redouter qu'il peut en entraîner un autre, car les pilons peuvent alors battre sur les débris de fonte, ce qui produit des vibrations susceptibles de briser les tiges.

Influence des divers dispositifs sur le débit des moulins. — Pendant longtemps, les pilons employés dans les différents moulins des États-Unis présentaient de grandes différences sous le rapport du poids, de la hauteur de chute, et du nombre de coups battus par minute ; d'autre part, les avis étaient très partagés sur l'efficacité relative des divers types en usage.

Étant données la diversité des minerais traités et l'impossibilité pratique de changer notablement le poids des pilons d'un moulin déterminé, les éléments de comparaison ont été pendant longtemps trop incomplets pour permettre de tirer des expériences tentées des conclusions définitives. Cependant il est à peu près prouvé aujourd'hui que, pour la généralité des quartz aurifères, *il y a avantage à employer des pilons lourds* (4 à 500 kilogrammes) et à les *faire battre rapidement* (90 à 96 coups par minute) *avec une faible chute* ($0^m,15$ à $0^m,20$). Ces chiffres servent actuellement de base, aux États-Unis, à la construction de la totalité des moulins, et si l'on trouve encore un certain nombre de moulins travaillant dans des conditions très différentes, c'est qu'ils ont été construits à une époque où les points de comparaison faisaient défaut.

La facilité avec laquelle la pulpe peut s'échapper du mortier est un des facteurs les plus importants du débit d'une batterie ; en effet, on a constaté, par expérience, qu'en remettant dans la batterie la pulpe qui en était sortie, *il a fallu presque autant de temps pour l'évacuer à nouveau* que lorsqu'on l'avait broyée pour la première fois. On doit donc chercher, d'une part, à augmenter, dans une certaine limite, la surface d'évacuation et, de l'autre, à maintenir les matières broyées en suspension dans l'eau et à favoriser leur projection fréquente et énergique contre les grilles.

Pour satisfaire à la première condition, on a donné à la grille toute la surface disponible sur la face antérieure du mortier, et l'on a même placé, dans certains cas, sur la partie postérieure du mortier, une seconde grille au-dessous de la rainure de distribution. Mais cette double décharge complique l'installation des canaux

d'écoulement, et son efficacité pratique est encore contestée. Quant à la dimension des orifices, elle doit être basée sur le degré de finesse auquel il est nécessaire de réduire le quartz pour dégager les particules d'or; on ne peut donc donner, à ce sujet, aucune règle absolue. Les orifices sont ronds ou rectangulaires, et les combinaisons les plus variées ont été successivement adoptées pour leur disposition. Il y a, en outre, à tenir compte de la solidité des grilles, et c'est cette considération qui semble faire préférer aujourd'hui les grilles à trous rectangulaires assez largement espacés, aux tamis en fil de fer, bien qu'avec cette disposition la surface des vides soit considérablement réduite.

Le second élément à considérer pour obtenir une décharge maxima est la succession rapide des projections de la pulpe contre la grille ; il est dès lors évident qu'il y a avantage à faire battre rapidement les pilons; comme le quartz est entraîné d'autant plus haut qu'il est plus fin, la grille doit être placée assez haut *au-dessus des dés* pour ne recevoir que le choc des particules assez fines pour la traverser, et sa hauteur doit être calculée de telle sorte que la pulpe soulevée vienne atteindre son sommet.

Dans une batterie bien disposée et bien conduite, chaque pilon de 450 kilogrammes broie par vingt-quatre heures environ 3 tonnes 1/2 de quartz aurifères de dureté moyenne. Dans les moulins qui traitent des quartz durs et compacts, la quantité broyée ne dépasse pas 1 tonne 1/2 à 2 tonnes par flèche; enfin, quand le quartz est tendre et friable ou lorsque le minerai aurifère est une roche schisteuse, comme aux *Black-Hills*, on arrive à broyer plus de 4 tonnes par flèche.

Le débit d'une batterie est souvent fortement diminué par la présence d'une trop grande proportion d'argile; une autre cause de ralentissement du débit est l'accumulation, dans les mortiers, des débris de bois qui se sont accidentellement mélangés au minerai, soit dans la mine même, soit dans les *couloirs* en planches que le minerai parcourt à l'intérieur ou à l'extérieur de la mine; non seulement ces débris forment sommier sous les pilons, mais ils viennent encore s'appliquer contre les grilles qu'ils obstruent. Leur enlèvement doit se faire au moins une fois par jour.

Causes des pertes. — Le traitement des quartz aurifères, comme toutes les opérations métallurgiques, entraîne la perte d'une portion

plus ou moins grande du métal à recueillir ; aussi tous les résidus ou *tailings* des moulins à or présentent-ils aux essais une richesse variable en métal précieux.

Ces pertes sont dues les unes à l'état chimique et à l'état physique de l'or dans les minerais, les autres à l'imperfection même du broyage.

Pendant longtemps on a méconnu la première de ces deux causes. On ne soupçonnait pas que l'or renfermé dans les pyrites qui accompagnent le quartz s'y trouvait fréquemment à un état qui ne lui permettait pas de s'amalgamer sous l'action ordinaire des batteries. Aujourd'hui, ainsi que nous l'avons expliqué, ces sulfures sont toujours *concentrés*, à moins que leur valeur marchande dans le pays où l'on se trouve ne soit inférieure à la richesse qu'ils contiennent, ou que les frais du traitement spécial qu'il faudrait leur faire subir sur place ne dépassent la valeur de l'or retiré. Grâce aux perfectionnements des appareils en usage, les pertes en sulfures ne dépassent pas 10 0/0 de la masse des sulfures, et comme ceux-ci ne forment, d'ordinaire, que de 1 à 5 0/0 du poids total du quartz traité, on peut considérer comme négligeable le déchet provenant de la perte des sulfures dans les tailings.

Quant aux causes physiques, auxquelles on doit attribuer dans la plupart des cas une importance capitale, elles peuvent être rapportées à deux états particuliers de l'or que l'on a désignés sous les noms d'*or flottant* (*floating-gold*) et d'*or rouillé* (*rusty-gold*). Il faut éviter aussi la présence de matières graisseuses entraînées par l'eau ou la vapeur, d'où cette pratique d'employer, pour le graissage des flèches, de la mélasse ou du savon mou.

b. — APPAREILS TRAVAILLANT PAR ÉCRASEMENT

Moulin chilien. — Le moulin chilien, dérivé de l'antique « *arrastra* », se compose essentiellement d'une aire circulaire garnie d'une sole métallique en fonte ou en acier, sur laquelle roulent une ou plusieurs meules à axe horizontal. Il y a donc à la fois écrasement et broyage par rotation instantanée de la meule sur sa ligne de contact avec la sole.

On construit aussi des moulins de ce genre, dans lesquels les meules sont fixes et la sole tournante, ce qui complique beaucoup

le mécanisme, vu la nécessité d'empêcher la sole d'être déformée par la pression en porte-à-faux exercée par les meules.

Ces appareils sont suivis soit par des releveurs pour le repassage des refus des tamis à travers lesquels s'échappe la matière broyée, soit par des classificateurs quand on opère par voie humide.

Leur principal centre d'application se trouve dans l'Oural, où les « bygounis » (nom de ces moulins dans la contrée) sont d'un emploi courant dans le traitement des quartz décomposés de surface. L'appareil est installé d'une façon tout à fait sommaire. La décharge s'opère par une ouverture latérale fermée par un tamis assez grossier, débouchant sur des plaques d'amalgamation. Une partie de l'or est retenue dans le moulin grâce à l'addition de mercure au cours du broyage.

L'avantage de cet appareil est d'être à la fois très simple et très robuste, et de ne pas demander de surveillance autre que le chargement, qui s'opère à la main.

Dans une des mines de MM. Podvintzoff, près de Miasse, j'ai visité une installation de ce genre traitant environ 500 kilogrammes de minerai très friable, par heure, avec une dépense de force de 4 chevaux et une consommation d'eau de 6 litres par seconde. Le tamis de décharge mesure $0^m,20$ de hauteur sur $0^m,40$ de large, et sa perforation est du numéro 12.

Chez MM. Zelenkoff, à Katchkar, ces moulins sont un peu plus perfectionnés. Une paire de ces appareils arrive à passer de 15 à 20 tonnes chacun, par journée de vingt-quatre heures. Il y a trois meules par appareil; chacune d'elles pèse 3.500 kilogrammes et la bague de roulement est en acier dur. Leur vitesse de rotation est de 8 tours par minute et le cercle de roulement en fonte sur lequel elles se meuvent a $4^m,50$ de diamètre.

La décharge s'opère à travers un tamis en tôle de fer, percé de trous ronds de 3 millimètres de diamètre, placée à $0^m,30$ au-dessus du plan de roulement des meules. La pulpe passe d'abord sur des plaques amalgamées et ensuite sur des concentrateurs Embrey, dont les produits sont traités par chloruration.

L'emploi général dans les Monts Oural de ces « bygounis » tient en grande partie à l'état arriéré de l'industrie aurifère, car ces moulins n'ont dû leur vogue qu'au caractère des minerais de surface exploités jusqu'ici. Ils sont très tendres, un peu argileux

parfois, et le moulin chilien débourbe bien les matières qu'il traite. Sauf cette réserve, il y a avantage, à tous les autres points de vue, à employer plutôt des pilons bien construits que des moulins chiliens.

Cylindres broyeurs. — Les cylindres broyeurs sont des appareils qui nous ont été légués par les anciennes méthodes allemandes de préparation mécanique des minerais. On les a beaucoup perfectionnés dans ces derniers temps, non seulement dans leur construction, mais surtout dans leur emploi plus judicieux et dans l'augmentation de leur vitesse, suivant le degré de finesse du produit qu'on leur donne à broyer.

Cylindres de Krom. — Ces cylindres sont les premiers qui aient été étudiés en vue d'obtenir un produit fin et régulier.

Le broyeur Krom se com ose, ainsi que le montre la figure 204, d'une paire de rouleaux à noyaux de fonte, B, emmanchés sur deux arbres en acier CC', et revêtus d'enveloppes : *bagues* ou *frettes* en acier A.

Les rouleaux ont de 26 à 30 pouces ($0^m,65$ à $0^m,75$) de diamètre, y compris la garniture en acier. Ces frettes, en acier trempé de la meilleure qualité, ont 2 pouces 1/2 d'épaisseur ($0^m,0675$) pour les rouleaux de 26 pouces, et 2 pouces 3/4 ($0^m,0687$) pour ceux de 30 pouces. Elles peuvent servir jusqu'à ce que leur épaisseur soit réduite, par l'usure, à 1/2 pouce ($0^m,012$) et même à 1/4 de pouce ($0^m,006$).

Les supports des coussinets (*pillow-blocks*) L, de l'un des rouleaux, sont solidement boulonnés à la plaque de fondation F, par les boulons N.

Le second rouleau repose sur des paliers établis sur deux pièces mobiles (*cranks*) DD', qui peuvent se mouvoir autour d'un axe (*journal*) E, encastré dans le bâti de fonte F. La pièce F, qui relie les deux paliers mobiles, a 11 pouces ($0^m,275$) de diamètre et est assez solide pour résister aux chocs du travail tout en maintenant le parallélisme entre les deux rouleaux.

Cette disposition des paliers présente de grands avantages sur les anciens modes de construction. En effet, lorsque les rouleaux sont construits avec des coussinets qui, pour le réglage, glissent sur la

plaque de fondation indépendamment l'un de l'autre, il est difficile

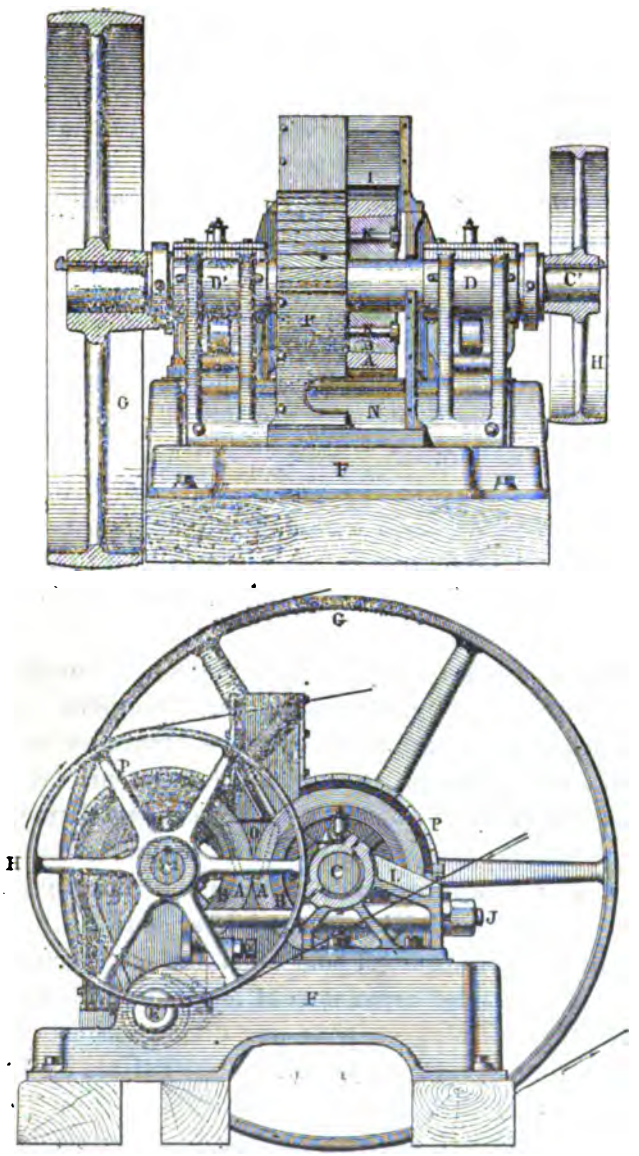


Fig. 204. — Cylindres broyeurs de Krom.

de maintenir le parallélisme des cylindres, les coussinets étant sujets à prendre du jeu. Avec le mode de construction décrit, tous

les coussinets sont maintenus en place avec sécurité : une paire est fortement assujettie sur la plaque de fondation, tandis que la paire de coussinets mobiles pivote autour du solide pivot E.

La distance entre les rouleaux est d'abord réglée par les deux écrous M, un de chaque côté, avec leur contre-écrou pour prévenir tout déplacement. Une fois le réglage opéré, les rouleaux sont tenus dans une position fixe par deux forts boulons J, de façon à ce que la distance entre les surfaces des cylindres ne puisse être modifiée par aucune des réactions de la machine, mais simplement par l'usure des surfaces.

Sur le cylindre fixe, une large poulie motrice de 7 pieds ($3^m,10$) de diamètre et de 15 pouces ($0^m,375$) de largeur est clavetée sur son axe C; sur l'axe du cylindre mobile est également clavetée une plus petite poulie H, de 42 pouces ($1^m,05$) de diamètre, ayant 8 pouces ($0^m,20$) de largeur.

Les cylindres sont entourés d'une enveloppe P, à laquelle est relié un *exhausteur*, de façon à ce que la poussière ne puisse pas s'échapper dans l'atmosphère et que la totalité se rende, par son intermédiaire, dans une *chambre à poussière* ou chambre de dépôt.

A cette enveloppe est aussi attachée une boîte d'alimentation qui est munie d'une série de parois inclinées, de manière à répandre le minerai en nappe uniforme entre les surfaces broyantes des cylindres. Des aimants sont attachés au *couloir* pour retenir les morceaux d'acier dur provenant des débris d'outils, accidentellement mélangés au minerai, qui endommageraient les cylindres. Les morceaux de fer, que l'on rencontre aussi quelquefois, n'ont pas le même inconvénient, car ils se laminent sans laisser de traces.

La machine entière, qui est pour ainsi dire d'une seule pièce, ou dont tout au moins les organes sont fortement solidaires, occupe un espace très restreint et, pour une dimension de cylindre de 26 pouces, elle ne prend, sur le sol, qu'une surface de 7 pieds sur 7 pieds 1/2, soit $4^{m2},72$.

Les frettes d'acier qui, pour un rouleau de 26 pouces, pèsent environ 400 kilogrammes chacune, sont maintenues en place par les deux noyaux ou *têtes* (*heads*), B, en fonte, qui sont légèrement coniques. L'une d'elles est calée sur l'arbre, l'autre présente une fente longitudinale et peut glisser sur cet arbre. Chacune de ces

têtes est placée sur l'arbre de façon à ce que le plus petit diamètre soit vers le centre.

La frette d'acier est tournée à l'intérieur de façon à s'ajuster sur les noyaux, et on la met en place de la manière suivante : on la fait glisser d'abord sur le noyau fixe, puis on introduit le noyau mobile à l'intérieur et on serre les boulons, K, qui relient les deux noyaux. Lorsque le serrage est complet, la fente du noyau mobile se ferme et la rigidité de ce dernier sur son axe est rendue parfaite.

La pratique a prouvé que l'usure des enveloppes d'acier était uniforme; lorsqu'elles se sont amincies des deux tiers de leur épaisseur initiale, elles commencent à prendre du jeu; elles peuvent alors être facilement enlevées et d'autres frettes leur sont substituées.

Des *joues* mobiles sont ajustées à l'extrémité des rouleaux pour empêcher le minerai de tomber sur les côtés.

Autrefois les cylindres étaient mus par des engrenages, toujours sujets à des dérangements et à des ruptures, et qui limitaient la vitesse à laquelle on pouvait faire marcher la machine. Les deux poulies du cylindre Krom permettent d'atteindre, sans chance de rupture, 80 à 100 révolutions des rouleaux par minute et même davantage, si cela est désirable.

Les deux cylindres, une fois en travail, se meuvent avec la même vitesse de surface; mais la petite poulie H est conduite de façon à ce qu'en marche à vide elle fasse, par minute, une ou deux révolutions de plus que la grande. On aurait pu, à la rigueur, se borner à actionner l'un des cylindres, mais la disposition adoptée présente de sérieux avantages : en effet, d'une part, la plus grande partie de la force nécessaire au travail est ainsi appliquée à la grande poulie et au cylindre fixe et, d'autre part, on n'a besoin d'appliquer, sur la petite poulie correspondant au cylindre mobile, qu'une petite portion de cette force. On est ainsi certain que le rouleau correspondant *mordra* toujours non seulement aussi longtemps qu'il sera garni de minerai, mais même lorsque celui-ci fera un instant défaut. Cette marche continue évite les *à-coups* et les chances de rupture qui en sont la conséquence.

Le poids total de la machine avec tous ses organes et accessoires est de 7 tonnes environ pour les cylindres de 26 pouces, et de 9 tonnes environ pour la dimension de 30 pouces.

Mode de travail. — Les cylindres sont ordinairement accouplés par deux paires; l'une d'elles reçoit le minerai en morceaux à sa sortie du concasseur. Après son passage dans chaque jeu de cylindres, le minerai tombe sur une grille dont les dimensions sont déterminées par les exigences du traitement; le *refus* de la grille retourne à la paire de cylindres qui l'alimente, et le minerai, broyé et tamisé à travers les deux grilles, passe au traitement. Le transport ainsi que le remontage des matières pulvérisées s'effectue par les moyens mécaniques que je décrirai plus loin.

Lorsqu'un broyage très fin est requis, on peut employer trois jeux de rouleaux; cette disposition est de plus en plus employée et j'en donnerai plus loin des exemples. Cependant l'expérience a démontré qu'en dehors des cas exceptionnels, où les particules de minerai extrêmement ténues sont distribuées uniformément dans la masse de la gangue, il n'est pas nécessaire de broyer au-delà d'une certaine finesse, et celle-ci est aussi bien obtenue par les cylindres que par les bocards. Je ferai ressortir ultérieurement les avantages que présente le mode spécial de broyage par cylindres, au point de vue de l'uniformité de dimension des grains et de l'absence de poussières, deux conditions qui doivent être remplies dans certains traitements.

Avantages des cylindres de Krom. — La substitution des poulies motrices aux engrenages anciennement utilisés simplifie beaucoup la marche des cylindres broyeurs. Cette disposition permet en outre, de conduire les cylindres à une plus grande vitesse et, par suite, d'augmenter beaucoup leur débit.

D'autre part, les boulons de serrage qui assurent la tension, les coussinets mobiles qui maintiennent le parallélisme des rouleaux et l'arrangement de la trémie pour déverser uniformément le minerai régularisent la production.

Enfin, la résistance à l'usure des enveloppes d'acier et la facilité avec laquelle on les remplace après un long usage réduisent cette usure au minimum, tout en favorisant le maximum d'effet.

Pour citer quelques chiffres à l'égard de la capacité de production des cylindres de Krom, je dirai que l'on considère, d'après des expériences décisives faites aux moulins de *Bertrand* et de *Mount Cory*, que deux jeux de cylindre peuvent aisément broyer 150 tonnes

de minerai dur en vingt-quatre heures, passant au tamis n° 16-mesh ou 100 tonnes de minerai de même nature passant au tamis n° 30-mesh.

La capacité des meilleurs moulins à bocards, pour la même classe de minerai broyé à cette dernière finesse, n'étant que de 2 tonnes par flèche, ces résultats montrent qu'on obtient couramment *avec deux jeux de cylindres un travail équivalent à celui d'un moulin de* 30 *pilons broyant sous l'eau* ou de 50 *pilons broyant à sec.*

On a essayé d'appuyer ces résultats pratiques sur des considérations théoriques, basées sur la comparaison des surfaces broyantes agissant dans l'unité de temps, aussi bien pour les cylindres que pour les bocards ; sans entrer dans de grands détails à ce sujet, je dirai qu'une paire de cylindres de 22 pouces ($0^m,55$) de diamètre, réduit par l'usure à 21 pouces ($0^m,525$), ayant 14 pouces ($0^m,35$) de largeur et actionnée à raison de 100 révolutions par minute, réalise une surface de contact de 115 mètres carrés environ par minute. Par contre, dans un moulin de 30 pilons, battant 90 coups par minute, avec des dés et des sabots de 8 pouces ($0^m,20$) de diamètre, la surface agissante est de 85 mètres carrés environ.

Ces chiffres montrent que l'équivalence des surfaces broyantes existerait pour :

2 jeux de cylindres : $2 \times 115 = 230$ mètres carrés

81 pilons : $\frac{85 \times 81}{30} = 230$ —

Ils conduisent, en faveur des rouleaux, à un résultat supérieur à celui de l'expérience indiquée plus haut.

Mais on peut faire observer que la seule considération des surfaces en contact ne donne pas la mesure complète *du travail* produit par des broyeurs, et qu'il faut tenir compte aussi de la *force vive* consommée par le travail ; or les pilons qui font intervenir cette *force vive* produisent une action d'écrasement plus énergique que les rouleaux qui n'agissent que par compression.

Cette considération explique le fait, cité plus haut, de l'équivalence du débit de deux paires de cylindres avec celui d'un moulin de 30 pilons broyant sous l'eau ou de 50 pilons broyant à sec.

Comparaison du travail des cylindres et des bocards. — Les chiffres suivants, que j'emprunte aux publications de Th. Egleston, montrent qu'au point de vue économique les cylindres présentent également de sérieux avantages. Ces chiffres s'appliquent à la comparaison d'une batterie de 30 pilons, broyant à sec, avec deux jeux de cylindres de 26 pouces. Les prix d'installation peuvent être établis de la manière suivante, en prenant pour exemple la localité de *Bertrand-mill* (Nevada).

Une batterie de 30 pilons, y compris les grilles, les poulies, les boulons, les alimentateurs, pèse 90.600 livres (41 tonnes) et coûte à Chicago 5.850 $. Pour l'établissement des charpentes et des fondations, on emploie 36.000 pieds de bois, le *pied de bois* usuel étant une surface d'un *pied carré sur un pouce d'épaisseur*.

Les dépenses pour une telle batterie, non compris les élévateurs, les transporteurs mécaniques, les tamis tournants, etc., qui sont communs aux deux systèmes de broyage, peuvent se chiffrer comme suit :

Machinerie à la fonderie	$ 5.850	30.420 fr.
Fret depuis Chicago jusqu'au moulin	2.718	14.133
Bois	1.800	9.360
Coût du montage	4.000	20.800
	$ 14.368	74.713 fr.

Le poids d'une paire de cylindres est de 14.700 livres (6^{T},674) et le coût à New-York est de 2.350 $. Le chargeur automatique pèse environ 1.000 livres et coûte 200 $. Dans ces conditions, l'établissement dans la localité choisie coûtera :

Machinerie : 2 paires de cylindres et 1 chargeur.	$ 4.700	24.440 fr.
Fret depuis New-York	912	4.742
Coût du montage, bois compris	700	3.640
	$ 6.212	32.822 fr.

La différence en faveur des cylindres est donc de prime abord de 8.056 $. A cette différence, il convient d'ajouter les diminutions qui résultent du moindre développement des bâtiments et de la force moindre requise pour le moteur que Th. Egleston évalue, la première à 1.500 $ (7.800 francs), la seconde à 1.250 $ (6.500 francs), ce qui donne, enfin, une économie de 10.806 $ ou de 56.191 francs sur le prix de premier établissement en faveur des cylindres.

Quant aux dépenses d'entretien et d'usure, des expériences très complètes faites aux moulins de *Manhattam*, d'*Ontario* et de *Lexington* broyant à sec leurs minerais, ont permis d'évaluer, comme suit, les débours pour une batterie de 30 pilons et une durée de vingt-quatre heures :

Usure des sabots et des dés	$ 4 60	23 fr. 92
Usure des taquets, cames, tiges, boîtes, etc	4 37	22 73
Grilles, guides, graissage, fournitures de charpentes et d'ateliers	2 53	13 15
Main-d'œuvre pour réparation	5 50	28 60
	$ 17	88 fr. 40

Le coût de l'entretien des rouleaux, rapporté à vingt-quatre heures de travail, a été évalué de la manière suivante au *Bertrand, mill* où un double jeu de cylindres a broyé 20.000 tonnes sans que l'on ait eu à changer les frettes d'acier :

En admettant une durée moyenne de deux cent cinquante jours de travail, le coût des deux jeux de garniture étant de 524 $ à New-York et leur transport de 98 $, on peut estimer comme suit les frais d'entretien par vingt-quatre heures :

Usure des garnitures d'acier	2 $ 48	12 fr. 90
Usures diverses, grilles, fournitures, graissage	1 75	9 10
Main-d'œuvre de réparations	1 25	6 50
	5 $ 48	28 fr. 50

La différence en faveur des cylindres est donc, de ce chef, en chiffres ronds, de 60 francs par jour.

L'économie réalisée sur le combustible dans le cas des cylindres en question est estimée à 2 cordes de bois ayant une valeur de 12 $ ou 62 fr. 40 dans cette localité.

Il faut faire intervenir, en outre, la considération de l'amortissement du matériel. Or nous avons vu que l'économie sur les frais de premier établissement peut se chiffrer par une somme de 56.191 francs. Si l'on évalue à 15 0/0 l'intérêt et l'amortissement de cette somme pour trois cent cinquante jours de travail, on aura de ce chef une nouvelle économie journalière de 24 francs environ. En récapitulant et additionnant ces chiffres partiels, on arrive à une somme de 146 fr. 40 représentant l'économie journalière obte-

nue par l'usage des cylindres broyeurs substitués au moulin à bocards de même capacité.

Nous verrons, au chapitre relatif au traitement des minerais rebelles par la cyanuration, que le travail accompli par les cylindres remplit mieux, en outre, les conditions requises pour le traitement *par lixiviation* de ces minerais.

En ce qui concerne les *quartz aurifères rebelles*, c'est également avec les cylindres de Krom ou leurs succédanés que l'on effectue, à l'heure actuelle, le broyage quand on destine ces minerais au traitement par voie de réactions chimiques.

Cylindres à grande vitesse. — Un progrès récemment apporté dans la construction des cylindres broyeurs consiste à leur imprimer une vitesse de beaucoup supérieure à celle en usage pour les cylindres de Krom.

Pour atteindre ce résultat, la machine doit être construite de façon à pouvoir résister aux efforts les plus violents et les portées doivent être suffisantes pour résister aux plus grands efforts.

Quant aux ressorts, ils doivent être placés dans des cages et comprimés à un degré suffisant pour assurer le broyage de toutes les matières passant entre les rouleaux, excepté les morceaux de fer ou d'acier, sans cependant exercer de pression sur les coussinets lorsque rien d'exceptionnel ne passe dans la charge. Les bandages doivent être faits en acier forgé aussi dur que possible, sans cependant être cassant et avoir des faces parfaitement régulières. Ils doivent être aussi installés, de façon à permettre le serrage de temps à autre, car, lorsqu'ils sont usés à la moitié ou aux deux tiers, ils ont tendance à prendre du jeu. La construction du noyau intérieur doit être telle qu'on puisse facilement retirer la bague lorsqu'elle est usée et la remplacer par une nouvelle, sans perte de temps. Enfin, l'ensemble de la machine doit avoir un nombre de boulons aussi faible que possible, car ils ont toujours tendance à se casser ou à se desserrer à la suite des violents efforts et des vibrations auxquels la machine est exposée.

Les facteurs les plus importants, au point de vue de la capacité de production et de l'efficacité des cylindres à grande vitesse, résident dans le soin qu'on prend de maintenir les surfaces des rouleaux en bon état. L'expérience ayant démontré qu'il est impossible de

maintenir les portées de chaque rouleau exactement dans une ligne verticale, vu que l'usure des coussinets n'est pas uniforme, il est indispensable de remédier à ces variations, car elles ont pour résultat de produire une usure inégale de la surface des cylindres et, par conséquent, de les mettre plus rapidement hors de service que si l'on y remédie en faisant, de temps à autre, du serrage.

Une autre difficulté qui se présente dans l'emploi de tous les cylindres broyeurs, quelqu'en soit le système, consiste dans la reprise du travail lorsqu'ils ont été arrêtés par une raison quelconque, chute de courroies, etc. Il est impossible de les remettre en marche sans procéder à un nettoyage préalable des matières engagées dans la machine, ou sans desserrer les ressorts pour laisser passer ces matières ce qui emploie toujours un temps assez long. Il est donc très utile de pouvoir déplacer les cylindres pour permettre la chute des matières, engagées jusqu'à ce qu'on puisse de nouveau alimenter le moulin après qu'il a été remis en marche. Le cylindre qui s'use le plus est celui qui est commandé directement par la grande poulie, mais on peut le remplacer sans enlever celui qui est commandé par la petite. Une bague ordinaire doit pouvoir s'user jusqu'à ce que son poids soit réduit de 80 à 90 0/0 de son poids total; si elle dure moins, c'est qu'elle est de mauvaise qualité.

On a recommandé des vitesses de rotation assez variées. On peut résumer comme suit les observations faites à ce sujet. Le premier jeu de cylindre qui reçoit les matières qui ont passé dans une bague de 22 à 25 millimètres de diamètre, doit tourner avec une vitesse aussi faible que possible, de façon à ne pas dépasser une vitesse à la circonférence de 100 à 150 mètres par minute, ce qui est assez lent pour que les plus gros morceaux de minerai passent dans l'appareil sans produire de chocs violents ; mais il ne faut pas compter faire sortir les matières de ce premier broyage avec une grosseur inférieure à 6 millimètres ; il faut alors cribler ces matières et renvoyer au broyage celles qui dépassent cette dimension. Dans ce but, on fait passer la matière sortant du premier jeu sur un tamis n° 12, dont la production est passée au second jeu de cylindre, lesquels peuvent avoir une vitesse à la circonférence de 280 à 330 mètres par minute et dont les produits passent à un crible n° 30-mesh. Tous les refus de ce criblage doivent aller aux *cylindres finisseurs*, qui ont une vitesse à la circonférence variant de 500 *à* 800 *mètres par minute*.

Il n'y a pas de raison pour qu'une installation disposant d'élévateurs et de tamis suffisant, desservant un ensemble de trois jeux de cylindres de 90 centimètres sur 45 centimètres de diamètre et installés convenablement, ne soit pas capable de traiter d'une façon régulière de 200 à 250 *tonnes de minerai ordinaire par vingt-quatre heures*, ou 350 *tonnes de quartz oxydés* en réduisant ces matières au tamis 20 ou 30-*mesch* avec un refus ne *dépassant pas* 10 0/0.

Cylindres broyeurs oscillants Humboldt. — Ces appareils sont pourvus d'un cylindre fixe et d'un autre oscillant dont l'arbre est logé dans un cadre robuste pouvant tourner autour d'un pivot fixé sur le bâti du moulin. Les paliers de l'arbre du cylindre oscillant sont disposés perpendiculairement au-dessus de ce pivot qui sert de point de rotation. Ils oscillent avec leur cadre autour du pivot et reculent sous la pression exercée par les morceaux de minerais très gros ou des objets en fer pouvant tomber entre les cylindres. La partie postérieure du cadre est rappelée par deux solides ressorts à spirale qui cèdent aux secousses et qui, le reste du temps, pressent fortement le cylindre à paliers mobiles contre celui à paliers fixes. Cette disposition exclut tout manque de parallélisme des axes des deux cylindres entre eux, ce qui constitue un avantage éminent de ce broyeur. Les engrenages ou autres organes fragiles ou à marche bruyante n'entrent pas dans la construction de ces machines. Les deux arbres sont actionnés directement par les poulies-volants.

Pour la disposition de la commande, il est nécessaire de prévoir une transmission intermédiaire à débrayage spécial.

Tous les coussinets sont efficacement protégés contre la poussière.

Bagues. — Selon l'usage auquel elles sont destinées, l'appareil est muni de bagues de cylindres en fonte dure, en acier durci, en acier coulé ou aussi en acier forgé. Ces bagues sont facilement démontables ; elles sont fixées à l'aide de boulons sur le tourteau conique en fonte.

La surface des bagues en fonte dure n'est ordinairement rodée que de la quantité strictement nécessaire, tandis que les bagues en acier coulé sont entièrement tournées. Ce dernier travail étant très facile, les anneaux en acier conviennent tout particulièrement pour le broyage fin.

Distributeur. — Pour obtenir une alimentation régulière des moulins, chacun d'eux est muni d'un distributeur mécanique et d'une trémie de chargement (*fig.* 205).

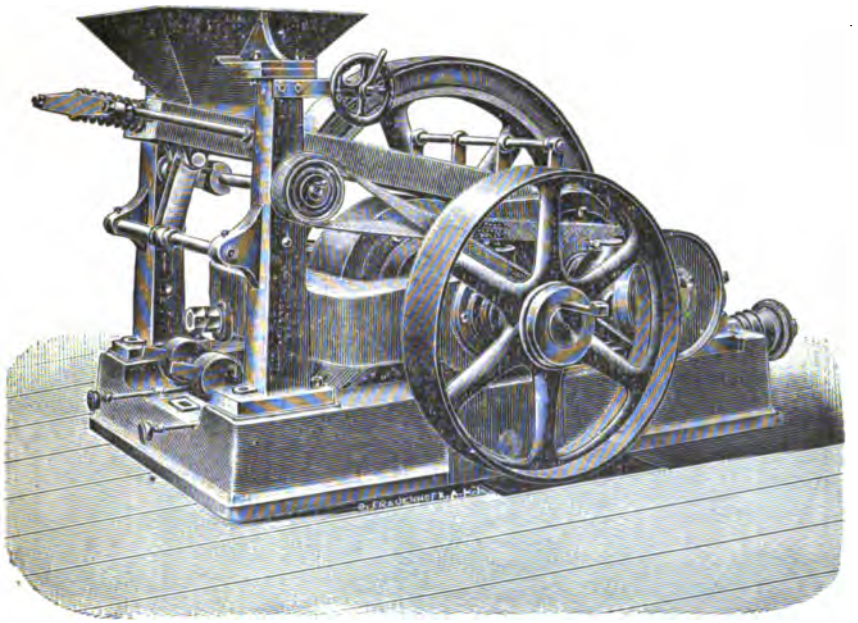


Fig. 205. — Broyeur à cylindres à grande vitesse Humboldt.

Appareil de rodage. — Pour la retouche des bagues des cylindres, on fournit en même temps que le moulin des *appareils de rodage*

Fig. 206. — Rhabillage des cylindres en place.

à l'émeri, pouvant être montés sur la chaise du cylindre et permettant ainsi le rodage des bagues pendant la marche du moulin (*fig.* 206). On peut entretenir ainsi la surface des bagues en parfait état, sans être obligé de démonter une seule pièce du moulin.

Voici un tableau donnant les dimensions et les principaux éléments de ces broyeurs :

MODÈLE N°.....	1	2	3	4	5	6
Diamètre des cylindres.. mm	260	315	400	550	700	1.000
Largeur des cylindres... mm	260	260	260	260	280	300
Nombre de tours par minute...	120	100	80	65	50	40
Diamètre de la grande poulie-volant..... mm	900	1.100	1.300	1.500	1.800	2.400
Largeur de cette poulie.. mm	120	150	180	210	250	280
Diamètre de la petite poulie du cylindre mobile..... mm	500	600	700	850	1000	1.200
Largeur de la petite poulie mm	80	110	140	180	200	220
Force motrice nécessaire approximative en chevaux vapeur..	2	3	4	6	9	15
Production approximative par heure, en quartz broyé. kilos	1.300	2.200	3.350	5.200	7.400	10.000
Espace occupé par la machine — Longueur (perpendiculaire aux arbres) mm	1,6	1,85	2,1	2,6	3,15	3,8
Espace occupé par la machine — Largeur (dans la direction des arbres) mm	1,2	1,4	1,6	1,8	2,1	2,4
Espace occupé par la machine — Hauteur ..... mm	0,75	0,95	1,15	1,35	1,6	1,85
Poids approximatif de la machine complète avec poulies, appareil de distribution et plaques et boulons d'ancrage kilos	1.050	2.000	3300	4700	7.800	12.600
Poids approximatif de la machine complète emballage maritime compris..... kilos	1.300	2.300	3.650	5.100	8.250	13.100
Cube approximatif pour transport maritime..... m³	1,5	2,5	3,5	5,0	7,5	12,5
Transmission intermédiaire, supplément approximatif de poids..... .. kilos	300	475	700	850	1.050	1250
Une paire de bagues de rechange en fonte dure, poids approximatif..... kilos	170	270	300	450	600	1025
Une paire de bagues de rechange en acier coulé, tournées, poids approximatif..... kilos	170	270	300	450	600	1025

Le petit moulin numéro 1 n'est construit, par suite du diamètre restreint des cylindres, qu'avec des paliers à glissières.

Cylindres Sturtevant. — Les cylindres Sturtevant sont des appareils qui font entrer en ligne de compte, tout au moins partiellement,

l'action de la force centrifuge. Ils servent de terme de passage avec la classe suivante d'appareils, qui sont, eux, exclusivement basés sur cette force naturelle.

Le dessin de la figure 207, explique le principe de cet appareil, qui est ingénieux. Ce moulin, dont les cylindres ont 90 centimètres de diamètre et seulement 12 centimètres de largeur, donne sur les bagues une pression de 16 tonnes à sa vitesse normale. Mais ce chiffre peut être considérablement accru en augmentant la vitesse, la force centrifuge venant s'ajouter à la pression initiale. A cet effet,

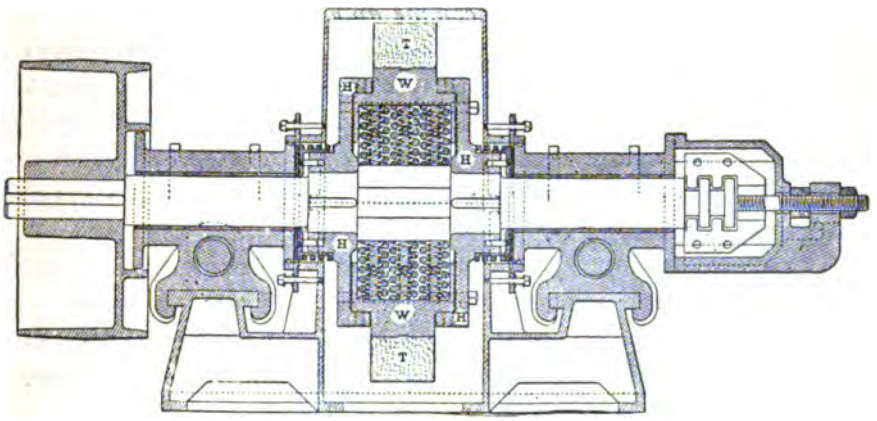


Fig. 207. — Cylindres finisseurs à grande vitesse Sturtevant.

les bagues sont montées sur un bandage formé d'une série d'éléments, tenus écartés de l'axe par des rangées de ressorts en acier qui provoquent l'adhérence du bandage et de la bague. Cette disposition rend très doux le mouvement et supprime complètement les chocs ordinaires de ce genre d'appareils. Le parallélisme des coussinets est assuré par une glissière sur laquelle ils se déplacent.

Le principe de ces cylindres à grande vitesse est le suivant :

L'effet utile des cylindres est en raison directe des surfaces de broyage qui se présentent pendant une durée de temps déterminée. On peut donc obtenir une production aussi grande avec des cylindres de petit diamètre qu'avec des grands, pourvu que la vitesse de ceux-là soit suffisante. On peut donc, avec de faibles diamètres, qui sont considérablement moins coûteux et moins lourds que les grands, obtenir des rendements satisfaisants.

Ces moulins tournent à une vitesse de 600 tours au minimum. Les bagues sont bon marché et faciles à changer. En tout cas, conformément à ce qui a été dit plus haut, des vitesses pareilles ne conviennent que pour des matières déjà fines, et le moulin Sturtevant est un *appareil finisseur* à n'employer que sur des matières réduites déjà à *d'assez faibles dimensions.*

c) **Moulins à boulets.** — Ces appareils, qui étaient complètement inconnus dans l'industrie aurifère, il y a seulement huit ou dix ans, ont pris dans ces derniers temps une importance considérable. *Ils ne conviennent pas comme appareils finisseurs*, mais ils ont le grand avantage de pouvoir traiter les matières simplement concassées, comme le fait une batterie de pilons, et de les rendre à un degré de finesse convenable pour desservir les appareils finisseurs dont il me reste à parler. Ils rentrent donc bien dans l'évolution que j'ai signalée, qui tend de plus en plus à opérer le broyage par *étapes successives.*

Il existe un grand nombre de modèles de ces appareils ; je décrirai ceux qui sont le plus employés.

Les uns et les autres peuvent être utilisés à sec ou sous un courant d'eau. Dans ce dernier cas, leur rendement est *considérablement accru.*

Moulin à boulets Humboldt — *Description.* — La figure 208 montre les coupes transversale et longitudinale de ce broyeur à boulets, automatique.

Le tambour est calé sur l'arbre qui tourne dans les paliers. Les matières à broyer sont amenées dans le moulin par une trémie latérale et par l'ouverture disposée sur l'une des parois frontales de l'appareil ; le produit pulvérisé est évacué à travers l'enveloppe cylindrique qui renferme les boulets.

Cette dernière est formée par des barreaux en acier, juxtaposés, dont les deux faces sont bombées de manière que leur ensemble constitue une surface cylindrique ondulée bien visible sur la coupe.

Ces barreaux sont boulonnés à des brides circulaires venues de fonte avec les parois frontales. La face intérieure de ces brides présente des encoches en forme de cuvettes épousant exactement la forme des barreaux bombés. Ce dispositif, breveté, permet de loger et de fixer d'une façon parfaite ces derniers ; ils ne peuvent pas se

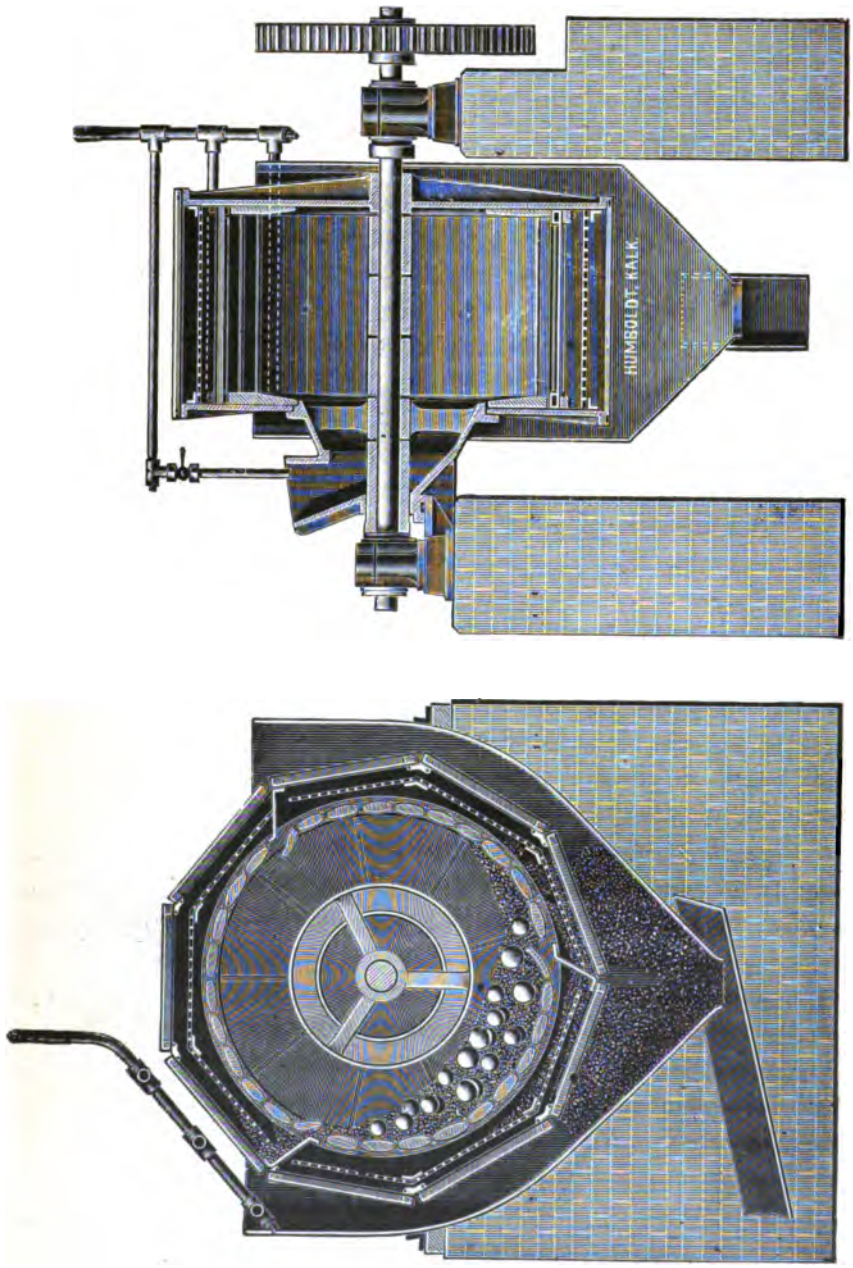


Fig. 208. — Moulin à boulets Humboldt.

déplacer latéralement et les brides ne courent pas le danger de se rompre.

Les parois frontales sont protégées contre l'usure par des plaques. On emploie pour la fabrication de ces dernières de la fonte dure de première qualité ; de plus on leur donne une légère surépaisseur vers leur circonférence extérieure, car l'usure est surtout considérable de ce côté, et les boulons d'attache des barreaux doivent être protégés.

Fonctionnement. — L'intérieur du tambour reçoit des boulets de diverses grosseurs, en acier forgé ; leur rotation opère le broyage.

Les ondulations de la surface cylindrique forment une aire utile plus grande que pour d'autres moulins de même diamètre. De plus, elles empêchent la matière de glisser vers le bas en même temps que les boulets.

Le contenu du tambour est au contraire relevé continuellement jusqu'au point culminant latéral pour retomber et rouler ensuite vers le bas en opérant un écrasement et un broyage. Il y a surtout lieu de tenir compte de ce que les boulets et le produit à pulvériser se logent dans les cuvettes des ondulations. Ils sont donc relevés sans glissement, de sorte que l'usure de l'enveloppe est réduite au minimum. De plus les boulets qui sont arrivés en haut sont pour ainsi dire repoussés, de sorte qu'ils n'agissent pas seulement par friction, mais encore et surtout par chocs.

La pulvérisation s'opère donc par frottements et par chocs entre les boulets, et non pas contre l'enveloppe du moulin. Ces deux circonstances assurent une trituration énergique sur une aire de broyage plus grande et un rendement bien plus élevé que pour d'autres systèmes, avec les mêmes dimensions.

Détails de construction. — Les pièces sujettes à usure (barreaux et plaques frontales) peuvent être déboulonnées avec la plus grande facilité. Lorsqu'on constate de l'usure quelque part, il suffit donc de remplacer un seul barreau ou bien un seul segment, opération qui demande environ une heure de travail.

La forme bi-bombée des barreaux permet de les retourner lorsque l'une des faces est usée et de les faire resservir, ce qui double la durée de service de l'enveloppe.

La matière broyée et pulvérisée par les boulets traverse les fentes réglables, existant entre les barreaux.

Par suite de la forme spéciale de ceux-ci, ces fentes sont plus larges à l'extérieur qu'à l'intérieur, de sorte qu'elles ne peuvent pas se bloquer et que l'évacuation de la matière se fait en passant de la partie étroite dans un espace plus large.

Après avoir traversé la grille formée par les barreaux, la matière passe par les tamis préparatoires en tôle d'acier perforée, puis par les toiles extérieures plus fines, dont les mailles correspondent à la finesse à obtenir pour le produit.

Les refus de la tôle perforée et du tamis glissent sur ceux-ci sous l'effet de la rotation et viennent buter contre les plaques en fonte; puis ils retombent par les ouvertures ménagées à l'intérieur du moulin, où leur porphyrisation est continuée.

Ce cycle se répète jusqu'à ce que la matière soit suffisamment fine pour traverser la toile.

Ces moulins ne sont pourvus que de trois plaques de retour afin d'augmenter le plus possible la surface de blutage. De plus, les tamis sont disposés immédiatement derrière les plaques en fonte, comme l'indiquent les figures, de sorte que la matière passe sur les trois tamis jusqu'à la plaque suivante. La forme polygonale des tamis augmente encore leur efficacité et le rendement de la machine, car le produit suffisamment fin ne retourne pas dans le moulin et, par conséquent, ne peut pas retarder le broyage du reste de la matière.

La forme ondulée du cylindre intérieur de ces broyeurs présente encore l'avantage, important pour le tamisage, que la chute des boulets communique des chocs à tout le moulin, chocs qui ont pour effet de déboucher continuellement les toiles fines.

Le moulin est entouré d'une enveloppe hermétique en tôle, munie d'une tubulure, destinée à sa jonction éventuelle avec un exhausteur pour l'aspiration des poussières. La partie inférieure de l'enveloppe est pourvue d'une trémie fermée au moyen d'un tiroir, permettant soit l'emmagasinement du produit broyé, soit sa manutention facile en vue des opérations ultérieures.

Ces moulins sont construits dans différentes dimensions, dont le tableau suivant donne les caractéristiques essentielles.

MODÈLE N°.....	1 sans commande par engrenages	2	3	4	5	6	7	8
Diamètre du tambour broyeur.. mm	1.360	1.600	1.900	2.250	2.400	2.750	2.750	2.750
Largeur du tambour broyeur.. mm	770	800	1.050	1.050	1.250	1.400	1.250	1.570
Nombre de tours par minute.....	35	32	28	24	20	18	18	18
Nombre de tours de la poulie....	35	140	140	120	120	105	105	105
Diamètre de la poulie..... mm	1.000	1.000	1.250	1.250	1.500	1.500	1.600	1.700
Largeur de la poulie..... mm	120	150	175	200	200	250	250	250
Force motrice en chevaux-vapeur..	2	3-4	5-7	8-10	12-14	20-22	22-25	25-30
Poids approximatif du broyeur sans boulet..... kilogr	2.200	3.800	6.500	8.000	12.000	14.000	15.500	16.500
Poids approximatif d'un jeu de boulets..... kilogr	200	300	500	700	900	1.100	1.200	1.400
Espace occupé { longueur.. mm	2.000	3.025	3.540	3.815	4.450	4.500	4.650	4.800
Espace occupé { largeur.... mm	2.200	2.500	2.750	3.000	3.500	4.000	4.000	4.000
Espace occupé { hauteur... mm	2.600	2.950	3.150	3.400	4.030	4.200	4.200	4.200
Débit par heure (quartz) au tamis 20-mesh ..... kilogr.	200	310	450	660	910	1.320	1.500	1.610

Broyeur Héberlé. — La figure 209 montre la disposition d'ensemble d'un broyeur-granulateur *Héberlé*, construit par la maison Humboldt de Kalk près Cologne, installé de façon à travailler avec un courant d'eau. Ce broyeur, qui fait 36 tours par minute, est commandé par engrenages, poulie fixe et folle et consomme une force de 6 chevaux pour broyer 500 kilogrammes par heure au tamis 20-mesh.

Moulin à boulets Ferraris. — Ce moulin à boulets est organisé de façon à se prêter facilement au broyage avec courant d'eau. Il est appliqué sur une grande échelle aux mines de Monteponi (Sardaigne) dont M. Ferraris, inventeur du dispositif, est le Directeur général.

La construction de cet appareil ressort clairement de la figure 210.

L'enveloppe circulaire du moulin proprement dit est divisée en deux compartiments inégaux, la paroi séparatrice étant percée d'un certain nombre de trous.

Le compartiment le plus large, dans lequel pénètre le minerai, est garni de plaques en acier dur sur lequel roulent les boulets en acier forgé, de diamètres différents. Le plus petit compartiment est divisé en une série de récipients de forme radiale s'écoulant tous dans le compartiment qui contient les boulets. Le minerai, après un certain broyage, sort par les trous et se rend dans les compartiments où il traverse les tamis placés sur la paroi extérieure, tandis que les refus retournent au moulin proprement dit par l'action de la

pesanteur lorsque, par suite de la rotation, leur compartiment est arrivé à une position qui en permet la décharge dans le compartiment des boulets.

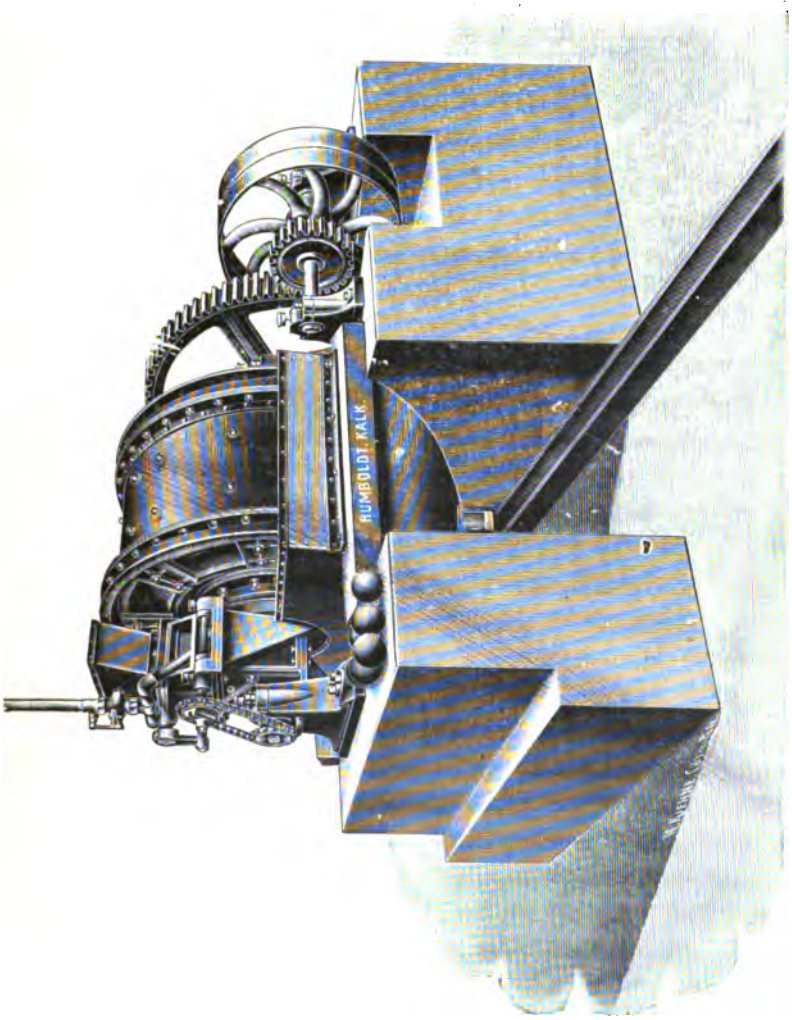


Fig. 209. — Broyeur à boulets Héberlé, avec courant d'eau.

L'appareil est porté sur quatre rouleaux et tourne par simple adhérence sur ces derniers. Il est actionné par une poulie fixe et folle. L'enveloppe du moulin est formée par une tôle de 15 milli-

mètres d'épaisseur et sa largeur totale est de $1^m,15$, le compartiment des boulets ayant 83 centimètres, et celui des tamis $0^m,13$ de largeur.

On charge environ 400 boulets dont la grosseur varie de 15 centimètres à 7 centimètres et demi de diamètre. Les plaques d'acier sur lesquelles roulent ces boulets ont 38 millimètres d'épaisseur et sont de forme trapézoïdale, comme les douelles d'un baril, de façon à s'adapter les unes à côté des autres. Il n'est d'ailleurs pas nécessaire que cet ajustage soit étanche, car les vides sont rapidement remplis par le minerai fin. Les trous de communication entre les deux compartiments sont de forme conique. Ils ont 15 millimètres du côté des boulets et 25 du côté opposé. Ce dispositif empêche qu'ils ne se bouchent pendant la marche. Le cylindre tourne à raison de 20 révolutions par minute, et il consomme à cette vitesse de 5 à 6 chevaux de force. On a essayé de le faire fonctionner avec une vitesse supérieure atteignant 30 et 35 révolutions par minute; mais il a été reconnu que cette vitesse était moins favorable au point de vue économique. L'appareil broie, à la grosseur de 3 millimètres environ 30 tonnes de minerai quartzeux par journée de vingt heures, soit environ 1.500 kilogrammes par heure. Il peut recevoir des matières jusqu'au diamètre de 40 millimètres.

Les avantages du moulin à boulets Ferraris sont les suivants : il se blute lui-même ; il permet de travailler avec un courant d'eau, et il occupe très peu de place. De plus il admet le minerai en assez gros morceaux et consomme comparativement peu de force par tonne de minerai passé. Par contre, il a le défaut de consommer une assez grande quantité d'acier à cause du roulement des boulets sur les plaques, mais ce défaut est compensé et au-delà par les autres avantages qu'il présente. L'usure à Montepeni s'élève à environ 100 kilogrammes par mois pour un appareil travaillant seulement dix heures par jour. Ce chiffre correspond, en le ramenant à la tonne de minerai traité, à environ 272 *grammes d'acier employé par tonne broyée à* 3 *millimètres.*

La transmission du mouvement par les rouleaux porteurs présente des inconvénients qui seraient évités par la conduite directe au moyen d'une courroie, avec enrouleur Lénix.

Comparaison des moulins à boulets et des broyeurs à cylindres. — A Mount-Morgan (Australie), une comparaison des deux systèmes, opérée sur une grande échelle, a donné les résultats suivants :

Huit cylindres de Krom ont broyé 45.000 tonnes de minerai avec un prix de revient de $ 1,65 (8 fr. 58) par tonne anglaise de 2.240 livres.

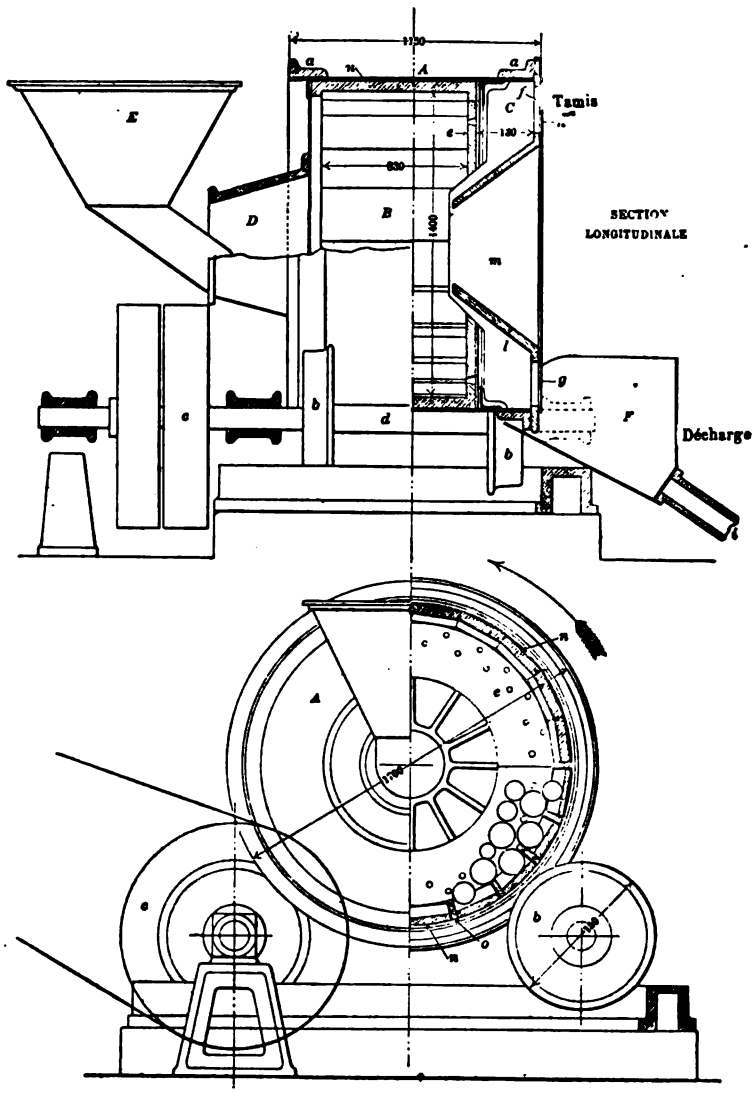


Fig. 210. — Moulin à boulets Ferraris.

Seize moulins à boulets ont broyé 130.000 tonnes, au prix de $ 0,95 (4 fr. 94) par tonne anglaise.

Le minerai, identique dans les deux cas, était tendre et conte-

nait environ 10 0/0 de quartz dur. Il était broyé au tamis 20-mesh.

La consommation d'acier, dans les moulins à boulets, a été de 754 *grammes par tonne de minerai broyé* (1,664 lb.).

M. Argall, qui s'est acquis une grande notoriété dans l'étude des questions relatives au broyage et à la cyanuration, considère que la supériorité indiscutable des moulins à boulets sur tous les autres procédés de broyage appliqués à Mount-Morgan s'explique par ce fait que l'installation de ces appareils était non seulement beaucoup plus vaste que celle affectée aux cylindres broyeurs, mais aussi que la force motrice était mieux employée et plus efficace dans les moulins à boulets. Sa conclusion est que, surtout pour les petites installations de 60 à 100 tonnes par jour, traitant par une méthode autre que l'amalgamation, les *moulins à boulets présentent sur les autres appareils de broyage des avantages qui doivent les faire adopter sans hésitation.*

A Mount-Morgan, on emploie des moulins à boulets numéro 5 qui ont un diamètre intérieur de 1^{m},55 et une largeur de 95 centimètres. Le rendement moyen est de 23 tonnes de minerai quartzeux par jour, broyées au tamis 20-mesh. Trois hommes suffisent pour la surveillance de 16 moulins, et chacun de ces appareils exige 13 chevaux comme force motrice. Leur vitesse de révolution est de 20 tours par minute et la consommation d'acier est de 1,644 lb. par tonne de minerai broyé, à savoir :

			grammes
Lb :	0,847	usure de plaques =	384
	0,072	— des boulons =	32,7
	0,725	— des boulets =	326,5
TOTAL.....	1,644		743,9

Les plaques sont hors d'usage lorsqu'elles ont perdu les 2/3 de leur poids primitif. Elles sont fabriquées en acier au manganèse, de qualité supérieure.

Contrairement à la croyance de beaucoup de personnes étrangères à l'emploi des moulins à boulets, il convient de dire que ces appareils *produisent une matière grenue* et non *des slimes*. Le moulin Ferraris, qui est organisé d'une façon spéciale pour pouvoir travailler sous un courant d'eau, s'emploie très avantageusement pour traiter des minerais venant directement des concasseurs Blake ou

Bartsch et peut rendre ces matières à une grosseur de tamis numéro 20 c'est-à-dire avec une grosseur de 1 millimètre comme dimension maxima (environ 20-mesh de la jauge anglaise).

Dans ces conditions, une usine de concentration organisée, disons-nous, pour traiter 50 tonnes par jour, peut être réalisée par un seul concasseur à mâchoires desservant 3 moulins à boulets Ferraris, un classificateur hydraulique, 4 tables Wilfley, le tout consommant environ 40 à 50 chevaux-vapeur. Une organisation de ce genre ne demande que très peu de surveillance, les moulins à boulets étant des engins qui fonctionnent tout seuls.

On peut employer aussi le moulin Ferraris pour traiter des minerais d'or par amalgamation en le mettant en parallèle à cet effet avec le travail d'une batterie ordinaire à pilons. Il paraît avoir été considérablement plus économique que ces derniers. Voici, par exemple, un essai comparatif exécuté au moyen d'une batterie de 5 pilons dont chaque tête pesait 525 kilogrammes (environ 1.165 lb.), ayant une hauteur de chute de 160 millimètres (environ 6 pouces 1/2) battant 92 coups à la minute. Cette batterie broie approximativement 780 kilogrammes de quartz dur par heure au tamis 40 mesh et demande pour ce service 12 chevaux-vapeur 1/2. Un moulin à boulets numéro 3 travaillant avec un courant d'eau, et chargé de 450 kilogrammes de boulets d'acier, a passé 1.200 kilogrammes du même quartz avec le même tamisage de 40 mesh, et en consommant seulement 9 chevaux de force.

En ce qui concerne le degré de finesse, la pulpe produite par les pilons n'abandonnait que 6 1/2 de son poids sur le tamis de 60 mesh, tandis que le produit du moulin à boulets en retenait 32,6 0/0.

La même expérience faite avec le tamis 150 mesh montrait que 56,5 0/0 de la pulpe produite par les pilons passe à travers ce tamis tandis que la proportion tombe à 33,8 pour la pulpe du moulin à boulets.

Moulin à boulets Dana. — Cet appareil se distingue des moulins à boulets ordinaires par ce fait que la matière qu'il reçoit et les refus du tamis sont broyés séparément, cette division du travail augmente le rendement des appareils et simplifie les moulins à boulets. Les trous par lesquels s'échappe la matière avant d'être blutée ne sont pas pratiqués sur toute la largeur du moulin, mais

seulement dans sa partie centrale. Par ces ouvertures ménagées dans les joints des blindages et à l'abri des chocs des boulets, s'échappent les matières qui se rendent dans le tamis placé concentriquement à l'extérieur du moulin.

Ce tamis a une légère pente qui ramène les refus à une des extrémités où ils sont recueillis par des conduits hélicoïdaux qui les réintègrent dans le moulin par le mouvement même de l'appareil (*fig.* 211). Il s'ensuit que les matières ne sont pas, comme dans beaucoup d'autres appareils similaires, exposées au choc des boulets sur un fond percé de trous, ce qui revient à vouloir forger sur une écumoire, mais broyées sur un fond solide, continu.

Le rendement, la force employée et l'usure sont considérablement influencés par cette disposition évidemment avantageuse. En opérant le broyage sur des parties pleines, le moulin à boulets Dana a réalisé un important progrès qui a permis d'obtenir une augmentation de rendement très appréciable.

Ce moulin est construit par la maison Davidsen, à Paris, en sept grandeurs différentes pour des débits variant de 50 à 10.000 kilogrammes à l'heure.

III. — APPAREILS FINISSEURS

Les broyeurs à boulets et les bocards conviennent tout spécialement à la pulvérisation de morceaux assez gros ; par contre, leur efficacité diminue lorsqu'ils sont destinés à parfaire le broyage de grains déjà relativement fins, par exemple au dessous de 3 millimètres. En effet, dans ce cas, le choc des boulets ou des pilons est amorti par leur chute sur des matières fines, de sorte qu'il n'y a ni broyage, ni bocardage. De plus, les tamis des broyeurs à boulets s'usent rapidement, vu les grandes quantités de matières à moitié finies qui roulent continuellement sur leur surface. Tout ceci a obligé depuis longtemps les exploitants à recourir à des appareils susceptibles de donner des produits plus fins, avec moins d'usure. Tel est le rôle des appareils finisseurs, qui nous restent à décrire pour clore le chapitre consacré au broyage.

Les appareils finisseurs appartiennent à deux catégories bien distinctes : ceux qui ont recours à la force centrifuge et ceux, plus récemment introduits et qui dès leur apparition se sont imposés à

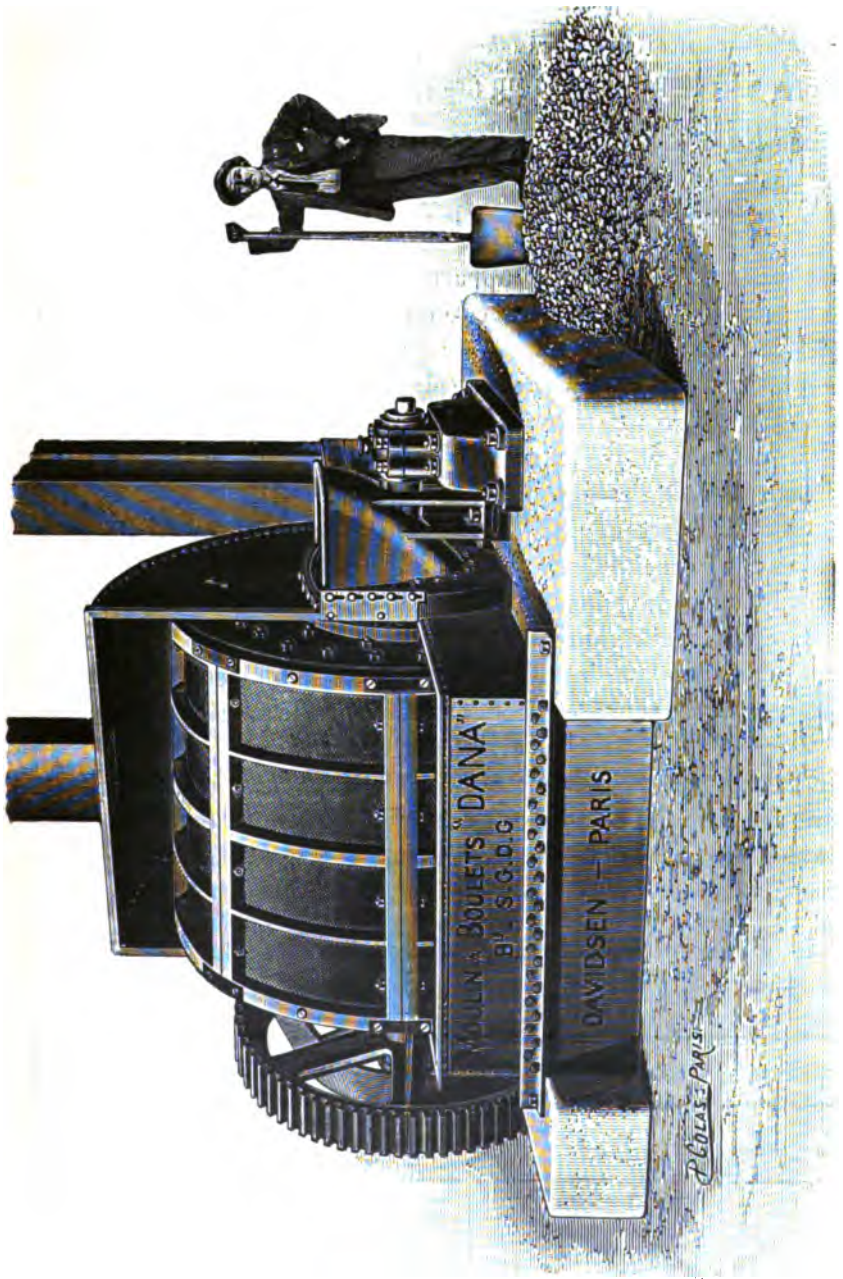


Fig. 211. — Moulin à boulets Dana.

l'attention générale, qui portent le nom de *tube Davidsen* ou *tube-mill*. Les Anglais le désignent souvent aussi sous le nom de *flint-mill* (moulin en silex), à cause du garnissage intérieur, en pierre dure, qui est employé dans un grand nombre de ces appareils.

Finisseurs à force centrifuge. — Je décrirai d'abord les finisseurs à force centrifuge. Les plus connus sont le **Huntington** et **Griffin**. Tous deux sont basés sur le même principe.

Moulin Huntington. — Cet appareil offre cette particularité que l'amalgamation peut s'effectuer en partie dans l'intérieur de la machine, comme dans les *stamp-mills*, et, en partie, extérieurement avec tous les appendices usuels (plaques d'amalgamation, sluices etc.), sans que le mercure lui-même soit réduit *en farine* par l'action du broyage, ce qui entraîne toujours, ainsi que je l'ai expliqué, des pertes d'or et d'amalgame.

On peut faire valoir plusieurs considérations en faveur de cette machine : à capacité égale, elle coûte trois ou quatre fois moins qu'une batterie de pilons, la force motrice nécessaire étant, dans ce même cas, moitié moindre ; en outre, tandis que, dans les meilleures conditions, un moulin à bocards exige plusieurs mois pour les préparatifs de son aire et pour son montage, le moulin Huntington peut travailler dès qu'il est arrivé sur le terrain.

Un moulin de 6 pieds ($1^m,83$) de diamètre a la même capacité qu'une batterie de 10 flèches ; son poids total est de 9.072 kilogrammes seulement. La force nécessaire pour l'actionner est de 8 chevaux-vapeur.

Voici d'ailleurs le tableau des dimensions les plus usuellement employées :

DIAMÈTRE		DIMENSIONS DU BATI			HAUTEUR TOTALE du moulin	HAUTEUR de la DÉCHARGE au sol	Nombre de tours du moulin par minute	FORCE nécessaire en chevaux	POIDS en KILOS
en PIEDS	en MÈTRES	LARGEUR	LONGUEUR	HAUTEUR					
		millim.	millim.	millim.	millim.	millim.			
3 1/2	1,07	1,257	2,006	685	1,445	901	90	4	3.628
5	1,52	1,676	3,048	863	1,727	1,015	70	6	6.800
6	1,83	1,981	3,352	939	1,865	1,213	55	8	9.072

Les figures 212 et 213 montrent si clairement la construction du moulin Huntington qu'une description plus détaillée est à peine nécessaire.

Le diamètre intérieur, pour la capacité prise comme exemple, est de 6 pieds ($1^m,83$). Quatre rouleaux avec des têtes (*heads*) de 24 pouces ($0^m,60$) de diamètre sont suspendus au châssis mobile supérieur. Lorsque ce dernier est mis en mouvement, ces rouleaux

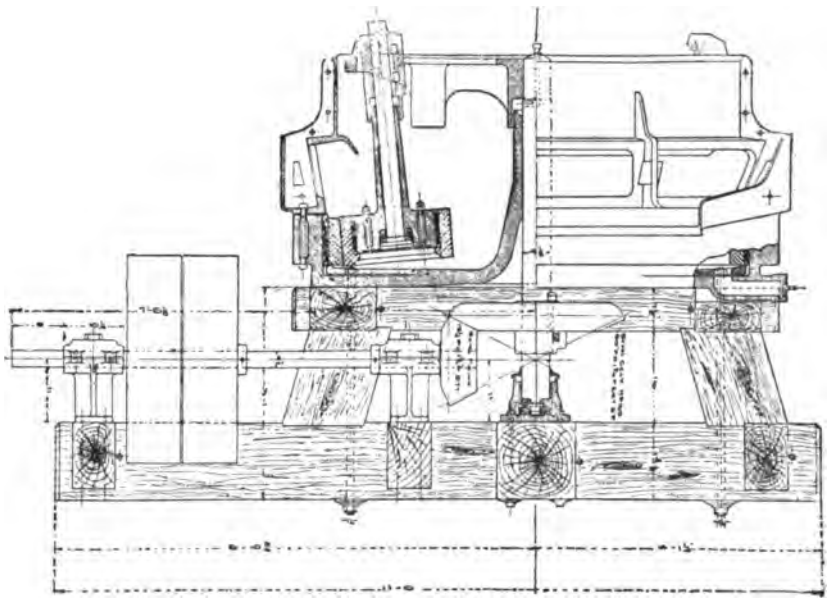


FIG. 212. — Moulin Huntington. Coupe transversale.

sont projetés à l'extérieur jusqu'à ce qu'ils soient arrêtés par l'anneau en acier formant la paroi circulaire de la cuve, autour duquel ils cheminent avec une force de broyage variant avec la vitesse. En plein travail, la vitesse du moulin est de 55 tours par minute.

La décharge pour le minerai broyé se fait à travers une grille légèrement inclinée sur la verticale régnant sur la circonférence entière, juste au-dessus de l'anneau en acier ou bande de broyage.

Les rouleaux sont suspendus de façon à ce qu'une distance d'un pouce ($0^m,025$) sépare toujours leur surface inférieure et la cuve du broyeur. Le mercure introduit dans cet espace agit ainsi comme dans les moulins tyroliens.

Des râbles sont fixés sur le bâti mobile à des distances variables

du centre, de façon à ce qu'aucune partie du minerai ne puisse rester en repos.

Un léger courant d'eau est introduit dans la cuve en même temps que le minerai; mais l'appareil peut aussi travailler à sec; c'est même là son principal emploi.

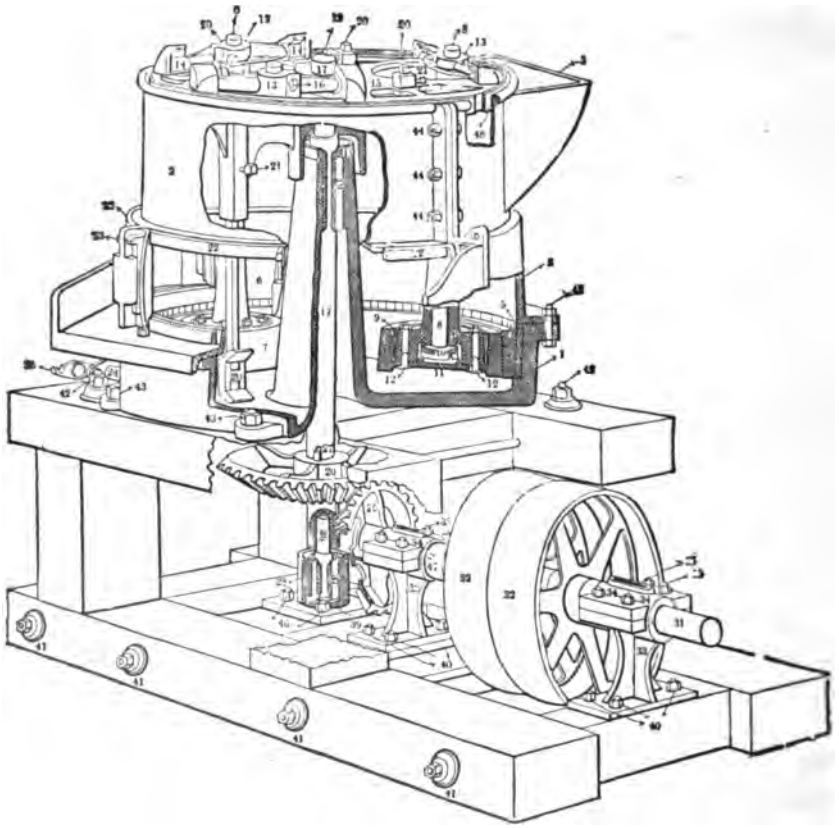


Fig. 213. — Moulin Huntington. Vue en perspective.

Mode de travail. — On doit observer que ce moulin, comme tous les appareils de broyage bien compris, ne doit pas avoir à opérer le *concassage*, *ni même le premier dégrossissage*. Cette partie du travail doit être toujours faite par un concasseur ou un broyeur, réduisant les fragments à une grosseur qui ne dépasse pas 1 centimètre de côté *au maximum*. L'alimentation régulière doit également être opérée par un *feeder* mécanique, analogue à celui que j'ai décrit pour les moulins ordinaires.

Le mouvement centrifuge et l'action des rouleaux *granulent* plutôt qu'ils ne *pulvérisent* le minerai ; il en résulte cet avantage, que les sulfures et les parties tendres de la gangue ne sont pas réduites en poudre impalpable dans la même proportion que dans un grand nombre d'autres machines. Ces sulfures sont, par conséquent, dans de bonnes conditions pour une concentration ultérieure, en même temps qu'une moindre proportion de *slimes* évite les pertes par entraînement qui seront étudiées plus loin, en détail. Enfin, le mercure, qui n'est ni battu ni broyé, se réduit moins en farine, et cette circonstance diminue également les chances de perte.

Le mouvement centrifuge des rouleaux cause une projection constante de la *pulpe* contre la grille, et la décharge est, par suite, très bonne.

Broyeurs à pendules. — Ce broyeur présente l'avantage de faire moins de slimes que les modèles similaires. Comme le Griffin, il est commandé par une poulie en bois horizontale, ce qui oblige à croiser la courroie de commande et à ancrer solidement le bâti pour résister à la tension en porte-à-faux.

Construction. — Le broyeur à pendules consiste, en principe, comme le Huntington, en une cage circulaire entourée de tamis d'évacuation et pourvue d'un anneau de pulvérisation intérieur. Contre cette dernier, viennent s'appliquer trois ou quatre rouleaux, fixés au bout de pendules suspendus à un support en forme de croix. Par suite de la force centrifuge, les rouleaux sont fortement pressés contre l'anneau. Cet appareil travaille indifféremment à sec ou avec un courant d'eau.

Il convient d'employer pour l'anneau de roulement de même que pour les bagues des rouleaux un acier spécial ; ces pièces doivent être extrêmement résistantes et de plus, comme elles sont sujettes à usure, elles doivent pouvoir être remplacées avec facilité. Les anneaux résistent en général un an à un an et demi avant de devoir être changés. — Un râcloir tournant continuellement à l'intérieur du moulin ramène sans cesse la matière contre l'anneau et contre les tamis d'évacuation. Ces tamis se composent de simples bandes d'un remplacement facile, en fils solides de bronze phosphoreux ; ils offrent une vaste surface de passage à la matière qui est évacuée par l'eau. Pour le travail avec des ouvertures plus grandes,

on peut également employer des tôles en acier Martin perforées de fentes obliques.

Du moment qu'on ne charge pas des morceaux trop gros dans le moulin, ces tamis résistent pendant des semaines; d'ailleurs, leur remplacement est peu coûteux.

L'arbre de commande vertical, de même que les pendules, sont logés solidement dans leurs paliers; leur graissage est continu. Les coussinets sont protégés avec soin contre les impuretés, l'eau, la boue et la poussière.

La poulie de commande horizontale est en bois extrêmement dur, de manière à en augmenter la solidité, à obtenir un poids moindre et à amortir le bruit. La commande directe par courroie assure une marche parfaitement calme du moulin, en écartant tout danger de rupture.

Chaque pendule peut être démonté séparément.

Fonctionnement. — A moins qu'il existe un dispositif spécial assurant une alimentation régulière, l'arrivée de la matière brute se fait par un distributeur automatique genre « *Challenge feeder* ».

La maison Humboldt construit deux modèles de broyeurs à pendules exigeant respectivement une force motrice de 4 et 6 chevaux-vapeur. Il en résulte que, par suite du broyage absolument continu, des poids minimes en mouvement et des pertes de travail négligeables dues aux frottements propres, le rendement de ces moulins atteint un maximum. Voici deux tableaux qui donnent, le premier la capacité de production de ces appareils, le second leurs éléments principaux.

I. — PRODUCTION DES BROYEURS A PENDULES CENTRIFUGES PAR HEURE

GROSSEUR DES GRAINS A BROYEUR	FINESSE DES GRAINS PULVÉRISÉS	MODÈLE N° 1	MODÈLE N° 2
millimètres	millimètres	kilos	kilos
50	12 × 2 fente	800	2.000
50	10 × 1 —	400	1.000
50	10 × 0,6 —	300	700
20	1,0 tamis	400	1.000
20	0,5 —	250	600
10	1,0 —	600	1.500
10	0,5 —	400	1.000
5	1,0 —	800	2.000
5	0,5 —	500	1.200

II. — BROYEURS A PENDULES CENTRIFUGES

MODÈLE N°	1	2
Diamètre extérieur de l'anneau de broyage. mm.	1.080	1.540
Nombre des bagues suspendues	3	4
Diamètre extérieur des bagues mm.	300	450
Nombre de tours de la poulie de commande par minute	80-90	60-70
Diamètre de la poulie mm.	600	900
Largeur de la poulie mm.	180	250
Force motrice en chevaux-vapeur	4	6
Poids du moulin complet, sans distributeur. kilos	4.000	6.500
Poids du distributeur mécanique kilos	300	300
Poids du grand anneau de broyage en acier spécial kilos	180	280
Poids d'une bague suspendue, en acier spécial. kil	50	80

Tube Mill. — *Historique.* — Il est intéressant de se rendre compte de la manière dont l'appareil désigné sous le nom de *tube-mill* est arrivé peu à peu à son degré de perfectionnement actuel, après avoir été, dans les débuts, un appareil destiné surtout au traitement de matières tendres qu'on désirait broyer sans élever leur température.

On savait déjà depuis longtemps que des matières placées dans un cylindre fermé et soumises pendant un temps plus ou moins long à une rotation avec une certaine vitesse s'usaient par leur frottement, tant sur les parois qu'entre elles-mêmes, de façon qu'au bout d'un certain temps, en ouvrant l'appareil, une proportion plus ou moins grande de ces matières étaient réduites en poudre impalpable. J'ai vu fabriquer ainsi, il y a quelque quinze ans, à Paris même, de la poudre de racine d'iris et de matières organiques diverses qui nécessitaient un broyage sans contact avec le fer et sans échauffement.

Les parois des cylindres employés à cet effet étaient de la tôle émaillée ou de la porcelaine.

On s'aperçut bientôt que la rapidité du broyage était considérablement augmentée quand on introduisait dans l'appareil, en même temps que les matières à traiter, des boulets d'une matière plus dure que celle qu'il s'agissait de réduire en poudre. L'effet utile était augmenté encore si tous les boulets ainsi introduits n'étaient pas

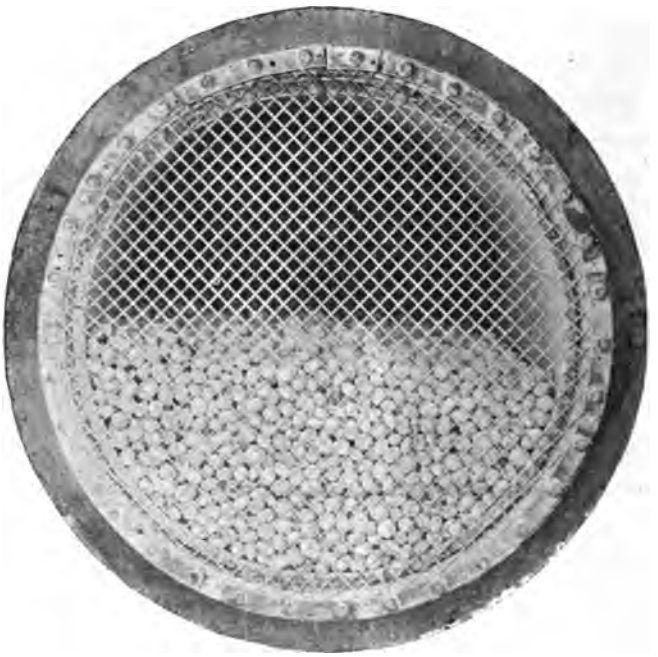


Fig. 214. — 0 tour.

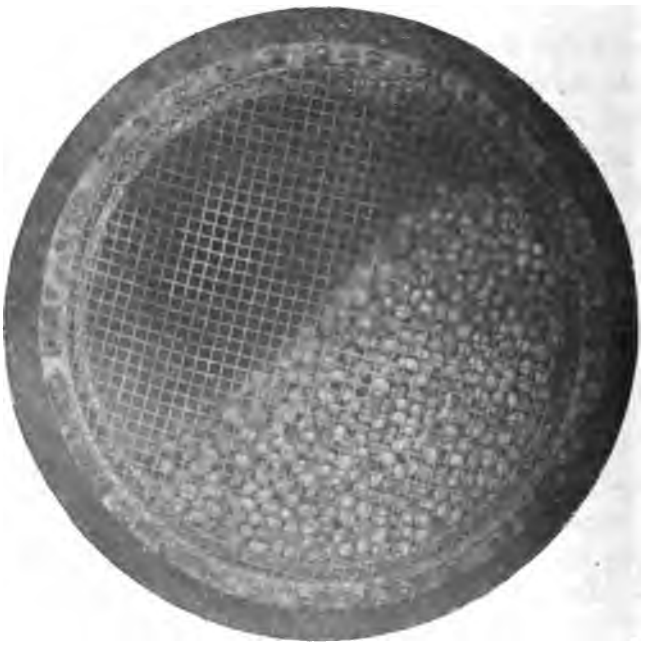


Fig. 215. — 15 tours.
Tube-Mill Davidsen (instantanés pris à diverses vitesses)
(tube de 1m,20, diamètre intérieur).

Fig. 216. — 27 tours.

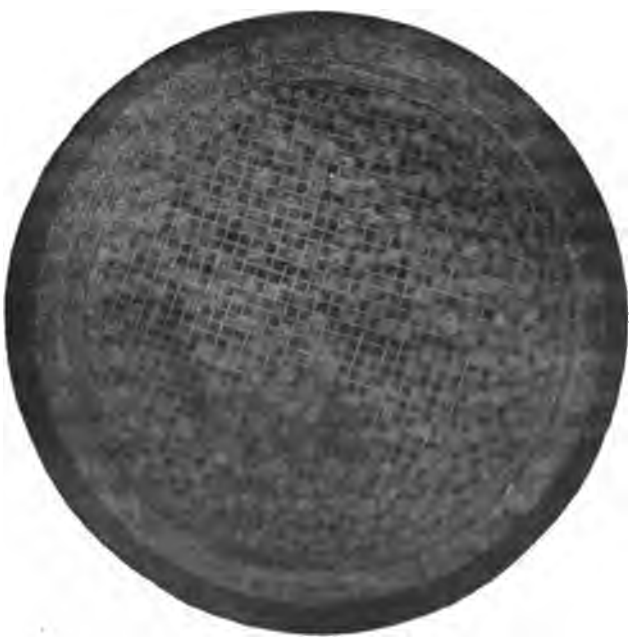


Fig. 217. — 39 tours.
Tube-Mill Davidsen (instantanés pris à diverses vitesses)
(tube de 1m,20 de diamètre intérieur).

du même diamètre, les petits s'intercalant mieux entre les gros et augmentant ainsi les surfaces de frottement.

M. l'ingénieur Davidsen qui, dès cette époque, s'occupait activement de l'application du moulin à boulets à la fabrication des ciments et dont les premiers essais avaient été effectués à la station d'essai du Ministère de l'Agriculture à Paris, ne tarda pas à remarquer qu'en opérant ainsi, en moulins fermés, la proportion de la poussière impalpable atteignait rapidement un certain degré après lequel, quelle que fût la durée pendant laquelle on prolongeait l'opération, les progrès accomplis étaient pour ainsi dire insignifiants.

Pour prendre un exemple, si, partant d'un produit, tamisé à la toile n° 16, introduit avec des cailloux de quartz dans un tube fermé, on faisait tourner ce dernier pendant vingt minutes, on constatait dans le produit une proportion de 20 0/0 passant au tamis 100; une autre durée de vingt minutes n'augmentait cette proportion que de 10 0/0, et l'accroissement tombait ensuite, pour chaque période nouvelle de vingt minutes en sus, à des chiffres moindres encore.

D'un autre côté, si, par des tamisages successifs, on enlevait après chaque période de vingt minutes les matières fines produites, le rendement du broyage, loin de diminuer, s'améliorait au contraire, vu que la *densité de broyage*, c'est-à-dire la proportion existant entre la quantité des boulets broyeurs et le poids des matières à broyer *allait en augmentant*, ce qui donnait à ces matières des occasions plus nombreuses de se trouver réduite en poussière par le choc mutuel des boulets.

Il était donc évident :

1° Qu'il était indispensable d'opérer non pas dans un appareil fermé, mais dans un cylindre *permettant la circulation continue des matières ;*

2° Qu'il était nécessaire d'*augmenter le nombre de boulets par rapport au poids de la matière traitée* au fur et à mesure que le broyage s'accomplissait.

Ces diverses conditions se trouvent très élégamment réunies dans l'appareil actuel, dans lequel les matières à broyer introduites par la partie centrale d'une des extrémités sortent librement par l'autre à travers des ouvertures convenables, *placées à la périphérie*.

En principe, en effet, le tube-mill se compose d'un grand cylindre garni intérieurement d'une chemise, métallique ou en silex — en tout cas aussi dure et aussi inusable que possible — sur laquelle roulent des galets de quartz remplissant, à l'état de repos, à peu près la moitié de l'appareil.

Fonctionnement de l'appareil. — Lorsque le tube-mill tourne, ces galets sont relevés jusqu'à une certaine hauteur, puis retombent à la surface de la masse, broyant dans leurs mouvements continuels les matières introduites par la trémie de chargement.

Ces matières suivent, dans la masse en mouvement, *une surface gauche*, ayant pour point de départ l'orifice central de chargement et pour point d'arrivée la périphérie opposée où elles s'échappent librement par des ouvertures ménagées à cet effet. C'est grâce à ce fait que, dans leur ensemble, ces matières cheminent automatiquement depuis l'orifice de chargement jusqu'à la sortie du moulin, sans qu'il soit nécessaire de prévoir à l'intérieur du tube des dispositifs spéciaux, hélicoïdaux ou autres, ni de donner à l'appareil, pour assurer l'avancement des produits broyés, une pente longitudinale quelconque.

En réalité, les matières fines, pulvérulentes et sèches obéissent à des lois voisines de celles qui régissent les liquides.

Il suffit d'ailleurs de voir avec quelle facilité un cône de sable sec, déposé au milieu d'un plateau avec son talus naturel, prend la forme d'une couche mince et continue après quelques secousses données à son support pour se rendre compte du cheminement des matières fines à travers le tube-mill, bien que les boules de silex qui font office de broyeurs *ne soient animées d'aucun mouvement longitudinal* et continuent à tourner indéfiniment dans le plan méridien où elles se trouvent.

Il y a, comme on le voit, dans ce cheminement longitudinal des matières fines soumises au broyage une cause *de frottement et d'usure* qui s'ajoute à celle produite par la rotation proprement dite.

On réalise, en outre, la seconde condition primordiale, à savoir l'augmentation de densité du broyage par ce fait que le volume des matières à broyer par unité de section, *diminue d'une manière constante d'une extrémité à l'autre du tube-mill*, tandis que le nombre des cailloux agissant sur les diverses sections de la matière fine en train de s'écouler ne varie pas. L'appareil travaille donc d'une

façon absolument *méthodique*, la densité de broyage augmentant au fur et à mesure que s'accroît la finesse moyenne des matières.

Il en est tellement ainsi que des essais comparatifs d'une part sur un tube-mill avec *décharge centrale* et, d'autre part, sur un appareil à *décharge périphérique* ont démontré d'une façon éclatante la supériorité de ce dernier.

C'est là en réalité, le mode le plus pratique et rationnel de l'application de l'invention de M. Davidsen. Celle-ci consiste en un nouveau genre de broyeur à boulets, formé d'un long tube recevant la matière à broyer par le centre d'un de ses fonds et la délivrant broyée par l'autre fond. Dans un récent procès, en contrefaçon, en Allemagne, l'invention a été reconnue nouvelle et le brevet valable, à cause de la grande simplicité de ce genre de broyeur.

Mode de travail de l'appareil. — Le tube-mill fonctionne également bien à sec et avec addition d'eau, mais le broyage avec addition d'eau est préférable à tous les points de vue. Comme j'ai déjà eu l'occasion de le dire, il est plus facile, à la sortie de l'appareil, de séparer les sables insuffisamment broyés des parties ayant atteint la finesse désirée en les faisant passer dans des hydro-classeurs plutôt que de les tamiser à sec avec tous les ennuis qu'entraîne le blutage, dans des tamis fins, des quantités considérables de minerai que comporte une industrie comme celle d'un moulin à or, qui ne descend guère, comme unité la plus restreinte, au-dessous de la capacité correspondant à 20 ou 30 pilons californiens équivalant à un broyage journalier d'au moins 60.000 kilogrammes.

Grosseur d'entrée. — Un tube-mill ne fonctionne dans des conditions convenables que si les matières qu'on lui donne à traiter *ont atteint déjà un certain degré de finesse.* Il est évident, en effet, qu'en introduisant des morceaux trop volumineux, les boulets entre lesquels devront passer ces morceaux avant d'être réduits en poussière auront laissé passer une quantité de matières demi-fines qui auront échappé forcément à l'action désintégrante des boulets.

Le tube-mill, n'est donc qu'un appareil finisseur et il ne faut pas l'alimenter avec des matières supérieures au tamis 20 ou au tamis 16 au maximum.

Vitesse de rotation. — La vitesse de rotation d'un tube-mill est fonction de son diamètre. La formule qui établit ce rapport est la suivante :

$$N = \frac{K}{\sqrt{D}},$$

N étant le nombre de tours par minute, K une constante variant de 30 à 32, et D le diamètre utile, en mètres, de l'appareil.

Pour un tube-mill de 1.20 de diamètre intérieur et pour K = 30, on trouve pour N une vitesse de 27 tours, qui est en effet celle qui est la plus convenable.

Le rôle de la vitesse est considérable, et il est mis clairement en évidence par les 4 instantanés ci-contre (*fig.* 214 à 217), que je dois à l'obligeance de M. l'ingénieur Davidsen.

L'appareil immobile (*fig.* 214), montre que les galets de silex occupant à peu près la moitié du volume du tube.

On voit (*fig.* 215) à la vitesse, extrêmement réduite, de 15 tours à la minute que les boulets se détachent de la paroi au moment où ils dépassent le diamètre horizontal et que leur roulement est réduit *à la portion uniquement superficielle* de la masse.

Si la vitesse atteint le chiffre de 27 tours, c'est-à-dire la vitesse réglementaire, on voit nettement aussi (*fig.* 126) qu'il existe dans la partie centrale de la masse *une zone immobile*, c'est-à-dire une zone qui, tout en suivant le mouvement d'écroulement général de l'ensemble des boulets, n'est animée ni du mouvement d'entraînement que suivent les boulets contigus à la paroi tournante, ni la chute en arrière que provoque la gravité à la surface de la masse. Il y a donc une *double friction* certaine entre cette partie immobile *et les deux zones se mouvant en sens contraire.*

C'est évidemment là que s'exécute une partie importante du travail de désagrégation; toutefois les chocs principaux se produisent au pied de l'éboulement c'est-à-dire à l'endroit où les cailloux qui viennent de tomber de la crête *frappent avec la force vive que leur a imprimée la gravité* contre la paroi du tube avant d'être repris de nouveau par le mouvement ascensionnel.

Si on augmente encore la vitesse, on voit alors les cailloux de la zone supérieure se soulever pour ainsi dire, laissant un véritable *vide* à l'intérieur de la masse. Il est évident que la vitesse est déjà trop grande et que l'effet utile des glissements internes sur la zone centrale immobile a déjà disparu. Enfin, si on porte la vitesse à un degré tel que les cailloux n'aient plus le temps de s'écrouler

(*fig.* 217), 39 tours par minute, tout l'ensemble reste collé contre la paroi par la force centrifuge, et le rendement devient nul.

Développement de l'emploi des tube-mills. — On a été si frappé, en Afrique du Sud, par les résultats obtenus avec le tube-mill Davidsen, que l'opinion de personnes compétentes est *qu'on arrivera, dans un avenir très prochain, à broyer et à traiter* 400.000 *tonnes de quartz par an dans un moulin de* 100 *pilons californiens de type cour ant*, avec la simple adjonction d'un certain nombre de tube-mills ne représentant pas un capital d'achat et de montage supérieur à 150.000 francs.

Le rendement actuel d'un moulin de cette importance est de 180.000 tonnes. On cite même des moulins californiens, de type tout à fait récent, dans lesquels on emploie des pilons très lourds, montés sur fondation en béton surmontée d'un puissant bâti en fonte (anvil block), qui ont, en travaillant seuls, une puissance de broyage de 207.000 tonnes par an.

On prétend, en un mot, *doubler la capacité de ces moulins* en leur adjoignant un tube-mill pour chaque 25 têtes de pilon et en augmentant la perforation des tamis de décharge.

Les tube-mills les plus en usage au Transvaal ont $1^m,50$ (5 pieds) de diamètre et $6^m,60$ (22 pieds) de long. Le prix d'un tube-mill de cette force, rendu à la mine, est de 1.200 $ (30.000 francs). On en emploie cependant de plus grands encore, atteignant jusqu'à 9 mètres de longueur sous $2^m,10$ de diamètre.

Le premier tube-mill introduit en Australie fut, d'après M. A. *James*, installé à la mine *Hannan's Star*, dans le district de *Kalgoorlie*, en 1897. C'était un tube de $1^m,20$ de diamètre et de $4^m,95$ de long; il consommait 32 chevaux de force. La pulpe qu'il avait à broyer était déjà réduite au tamis 30 à 40 mesh, et il traitait par jour 80 tonnes de minerai brut.

M. *Thomas Russell*, de la *Vaihi Gold C°*, fut le premier qui appela l'attention en Nouvelle-Zélande sur le tube-mill envisagé comme adjuvant pour le moulin californien. Le rendement de cette mine *fut doublé par l'adoption de cet appareil*, et le tube Davidsen permit de ne plus donner à faire aux pilons qu'un travail de dégrossissage.

Au Transvaal, on en arrive à mettre des tamis numéro 8 (environ 2 millimètres pour la maille) à la décharge des moulins. C'est peut-être exagérer, en trop, le travail imposé au tube-mill.

En fait de garnissage, on emploie en général des silex de Groenland qui coûtent 100 francs la tonne; 45 kilogrammes de ces cailloux sont usés par le passage de 100 tonnes de minerai de moyenne dureté.

Garnissage. — Les premiers garnissages de tube-mill, en Afrique du Sud, furent faits en bois : ils durèrent trois jours.

Ceux en acier au manganèse mettent quinze mois à s'user.

Les garnissages en silex ont duré trois ans, jour et nuit, sans arrêt. 5.000 tonnes ont passé dans ces garnissages, et ils sont encore en bon état de service.

Dans l'Australie du Sud, on a une tendance à raccourcir les tube-mills. Les plus grands modèles peuvent traiter par jour jusqu'à 200 tonnes de sables, amenés préalablement au tamis 12 par les pilons.

Un dispositif, qui est de nature à faciliter le doublement de production des moulins californiens, consiste à diminuer la grosseur des morceaux qu'on leur distribue, autrement dit à étager deux concasseurs pour ne leur envoyer que des matières ne dépassant pas 20 à 25 millimètres, au plus, de diamètre moyen.

C'est une application, à l'autre bout de l'échelle décroissante, du principe que j'ai énoncé au début de ce chapitre, à savoir *le broyage par étapes* et *par appareils successifs.*

Force motrice : Les tube-mills exigent une force assez importante. Un appareil moyen, de $1^{m}20$ de diamètre intérieur et de 5^{m} de long, contenant 5 tonnes de galets et produisant, par heure, 3000 kilogrammes au tamis 200, nécessitera 32 à 35 chevaux-vapeur effectifs.

La transmission peut se faire par un harnais d'engrenage ou, mieux, par une courroie passant sur une poulie montée sur le tambour même du tube-mill. Cette poulie étant, forcément, de grand diamètre, nécessite l'emploi, sur la poulie de commande, d'un encouleur Lénix, qui permet de réduire les distances et d'économiser la place.

Double broyage au tube Davidsen à El Oro. — MM. *Ch. Butters* et *Hamilton* ont exécuté sur les minerais de la mine d'*El Oro*, au Mexique, une série d'essais qui mettent bien en évidence l'heureuse influence du double broyage des quartz dans le tube Davidsen sur

le rendement total. Leurs essais, opérés méthodiquement, aboutissent à des conclusions très nettes, que je vais exposer.

1° *Choix de l'appareil finisseur.* — C'est le tube-mill déjà décrit plus haut, qui donne les résultats les plus avantageux pour le broyage fin, tant comme économie que comme facilité de conduite et absence de réparations.

L'importance des pertes dues au broyage insuffisant des concentrés s'explique par un seul chiffre. Elle est estimée, pour les 300 pilons actuellement en service, à 5.500 *francs par jour de travail.*

2° *Vitesse de passage dans le tube-mill.* — La vitesse de passage la plus favorable est de 3 tonnes par heure. A cette vitesse, le prix de revient de ce broyage est de 2 fr. 65 par tonne.

3° On passe au deuxième broyage *tout le refus du tamis* 200-*mesh*, ce qui représente 51 0/0 de ce qui sort du mortier, ce dernier étant garni de tamis, 35 mesh;

4° Ce second broyage livre *la moitié environ du minerai total de la batterie* dans un état convenable pour la cyanuration avec agitation. Le reste se lessive aisément, pourvu qu'on soigne bien la classification;

5° Ce second broyage produit une extraction supplémentaire de 20 fr. 10 par tonne de sable, avec des frais s'élevant à 2 fr. 65, soit un profit net de 17 fr. 45 pour le minerai actuellement traité, qui contient environ 70 francs d'or par tonne, plus 4,75 onces d'argent.

Si, par conséquent, on soumet au second broyage 50 0/0 du minerai passé au moulin, il en résulte un profit net de 8 fr. 725 par tonne de ce minerai.

On irait sans doute encore plus loin s'il était possible de réduire toute la matière à l'état de poudre impalpable, ce qui n'est pas réalisable pratiquement.

Des essais spéciaux au point de vue de l'extraction de l'argent ont démontré que l'emploi du bichlorure de mercure produit une économie d'environ 1 fr. 25 par tonne.

Le grillage influence favorablement l'extraction de l'argent, mais pas celle de l'or. Cet effet ne se produit d'ailleurs que sur les slimes et non sur les sables.

Voici, d'autre part, les chiffres qui fixent les idées sur l'influence de la rapidité du broyage sur le prix de revient.

VITESSE DE BROYAGE AU TUBE-MILL

ÉLÉMENTS DES FRAIS PAR TONNE	1 TONNE 1/2 PAR HEURE	2 TONNES PAR HEURE	3 TONNES PAR HEURE
	francs	francs	francs
Force motrice	1,60	1,35	0,90
Réparations (garnissage, cailloux de silex, etc.)	3,15	2,40	1,55
Amortissement	0,40	0,30	0,20
TOTAL	5,35	4,05	2,65

La différence des frais de traitement entre la vitesse de 2 tonnes à l'heure, et celle de 1 tonne et demie, est de 1 fr. 30, mais le gain dans l'extraction étant seulement, dans ce cas, de 0 fr. 90, il en résultait une perte de 0 fr. 40 par tonne.

On voit combien ces questions de double broyage sont délicates et variables avec la nature du minerai traité. On peut dire que, si, dans son ensemble, l'emploi du tube-mill constitue un progrès indéniable, son mode d'emploi, le degré de finesse, la vitesse de broyage, sont autant d'éléments qui ne peuvent être bien fixés que *par une étude spéciale dans chaque cas considéré.*

Double broyage en Australie. — Voici, d'après M. *Gunther*, ingénieur de la *London and Hamburg Gold Recovery C° Ltd*, le prix de revient d'une des premières mines de l'Ouest Australien, qui aient employé le tube-mill, à savoir la *Hannan's Star Gold Mining C°*. Cette société broie ses minerais dans deux moulins à boulets numéro 5, et ensuite dans un tube-mill de $4^m,60$ de long et de $1^m,30$ de diamètre. Les moulins à boulets ont une capacité de production de 78 tonnes, sur lesquelles 38 tonnes, c'est-à-dire 48,7 0/0 passent au tube-mill, qui fonctionne avec addition d'eau, et dont elles sortent à la finesse de 250 mesh.

La pulpe chargée dans le tube-mill contient :

20,3 0/0	refusés par le	tamis		40-mesh.	
43,8	—	—	—	60	—
28,1	—	—	—	100	—
7,6	—	—	—	150	—
100,00					

Tout le minerai sortant du tube-mill est renvoyé au moyen d'un éleveur aux classificateurs hydrauliques, qui séparent les sables, lesquels sont renvoyés au tube-mill.

A la sortie de cet appareil, la pulpe contient :

0,7 0/0	refusés par le tamis 100-mesh.
4,00	— — — 150 —
95,3	passant au tamis 150-mesh.
100,00	

La force nécessaire pour ce tube-mill est de 30 chevaux-vapeur.

Voici le prix de revient de ce second broyage :

	Francs
Force motrice	1,133
Garnissage et cailloux	0,185
Main-d'œuvre	0,35
Réparations	0,099
TOTAL	1,767

Le garnissage, qui était, au début, en acier coulé en coquille, a été remplacé avec succès par de l'acier manganésé.

On trouvera plus loin (p. 840) les chiffres relatifs à la consommation d'acier qu'entraîne ce broyage.

CONCENTRATION

But de la concentration. — La dernière opération qui reste à étudier dans le traitement des quartz à or libre est celle de la *concentration*. Elle a pour but essentiel, comme son nom l'indique, de réunir sous un petit volume, très réduit par rapport à la masse totale broyée par les pilons, l'amalgame ayant échappé à l'action des plaques et surtout des « *sulphurets* » ou mélange complexe de sulfures et d'autres composés métallifères, généralement riches en or, qui se trouvent dans la « *pulpe* ».

On sait que la proportion de ces sulphurets dans les quartz n'est que de quelques centièmes ; mais leur récolte offre pourtant une importance majeure, car l'or qu'ils contiennent est presque toujours réfractaire à l'amalgamation, même s'il ne se trouve pas combiné dans leur sein avec d'autres éléments.

Lorsque la proportion de sulphurets s'élève au-dessus d'une certaine limite, 10 0/0 par exemple, il peut être alors avantageux de les séparer préalablement à tout traitement. Cela revient alors à *considérer un tel minerai d'or comme un minerai métallique ordinaire* et à lui appliquer les procédés usuels de la préparation mécanique des minerais. On sait que cette opération est basée sur le principe suivant : ne broyer, comme trituration première, *qu'à la grosseur juste suffisante pour permettre à la majorité des particules minéralisées de se séparer complètement de leur gangue*. Séparer ces portions riches et ne broyer plus fin que les mixtes de cette première élimination. On arrive ainsi à réduire considérablement les quantités à soumettre au broyage fin.

Cet ordre d'idées est surtout à préconiser lorsque l'or est exclusivement concentré dans la partie pyriteuse et que la gangue — que ce soit du quartz ou toute autre matière — ne contient pas d'or par elle-même. Tel est le cas par exemple à Central City (Colorado), où le minerai est fourni par de nombreux filons à gangue quartzeuse sillonnant le granit.

M. l'ingénieur Lenicque, qui s'est constitué le propagateur de ces méthodes de préparation mécanique des minerais d'or, a installé d'après ces principes un certain nombre d'usines de traitement : on trouvera plus loin (p. 728) la description de l'une d'elles, celle de Zyrianowsk, dans l'Altaï du Sud (Sibérie).

Il est bien certain que ce procédé ou tout autre basé sur le même principe auraient donné des résultats tout différents dans des mines comme Pestarena (Italie du Nord) ou Culm Saigurn dans le Tyrol, où l'amalgamation n'a jamais pu retirer du minerai broyé fin que 1 à 2 grammes par tonne, alors que ces minerais donnent à l'essai, pour or total, des chiffres variant entre 21 et 25 grammes à la tonne.

En résumé, la concentration des sulphurets contenus dans les produits sortant du broyage préalable, avec ou sans amalgamation, n'est qu'un cas particulier du traitement des slimes, c'est-à-dire des matières fines qui accompagnent toujours une préparation mécanique et qui en constituent la partie la plus délicate. Ces matières ont une masse si faible qu'il est impossible de leur donner une impulsion efficace en vue de les séparer par la force d'inertie; leur poids est trop faible aussi non seulement pour produire une différence appréciable de chute dans l'eau, mais même

pour les faire tomber dans l'eau. Le moindre mouvement tend à les remettre en suspension dans ce liquide.

Heureusement que la cyanuration est venue apporter un remède à cette situation, en permettant de soumettre à l'action du dissolvant de l'or la totalité des matières broyées. Toutefois cette innovation n'est pas venue détruire l'importance de la concentration. Nous verrons en effet, dans le chapitre réservé à la cyanuration, de quel puissant secours est, pour cette partie du traitement, la possibilité de séparer les pyrites au moyen des appareils de concentration appropriés.

Classification des concentrateurs. — On remplirait un gros volume si on voulait reproduire une simple nomenclature de tous les concentrateurs présents, passés et futurs, qui ont été employés ou proposés pour le traitement des minerais d'or à leur sortie des appareils de broyage.

Leur multiplicité est la meilleure preuve que le problème est complexe et n'a pas été résolu, pour tous les cas, d'une façon absolue. Nous verrons, après en avoir passé une revue rapide, *qu'une solution unique et complète n'est pas possible*, les données du problème étant par elles-mêmes *essentiellement variables*. On doit seulement, en indiquant les avantages comparés des appareils en usage, mettre les intéressés à même de choisir ceux qui répondent le mieux aux conditions qui leur sont imposées par la nature du minerai à traiter.

On peut classer les appareils de concentration en deux catégories, d'après les principes différents qui leur servent de base :

1° Ceux où l'on cherche à utiliser la puissance vive de chaque particule du minerai brut, pour obtenir une séparation par ordre de densité, au moyen de secousses horizontales ou transversales, sur un plan incliné où coule une nappe d'eau.

Dans cette sorte d'appareils, chaque particule est soumise à deux mouvements : un mouvement descendant uniformément accéléré et un mouvement latéral produit par les chocs transversaux : la marche de chaque particule est donc composée d'éléments rectilignes, tantôt verticaux, tantôt horizontaux, dont la résultante est sensiblement une parabole, parabole qui s'éloigne d'autant plus de la ligne de plus grande pente du plan, qu'elle est formée par des

matières plus denses, obéissant davantage à l'impulsion provenant des chocs latéraux.

Ces appareils, qui fonctionnent très bien pour les fines grenailles, n'enrichissent que partiellement les particules très fines, lesquelles remises en suspension dans l'eau qui coule sur le plan incliné, sont définitivement entraînées.

En Transylvanie, M. Lenicque a vu traiter sur des frue-vanners, des slimes provenant du traitement de quartz aurifères et sortant des appareils d'amalgamation; à plus de 10 kilomètres de l'usine de traitement, on voyait des petites couches de pyrites impalpables se déposer dans les remous de la rivière où l'on déversait les résidus de l'usine; ces pyrites avaient échappé à la concentration faite sur les frue-vanners.

On avait broyé finement pour l'amalgation, ce qui avait produit le maximum de matières impalpables, et on employait un appareil à secousses qui ne pouvait pas retenir ces matières : le résultat obtenu était à prévoir; il était la conséquence logique du traitement L'amalgamation était bonne, la concentration déplorable.

2° L'autre catégorie d'appareils pour slimes est basée sur un principe tout à fait différent.

On cherche à éviter tout mouvement au minerai ; on l'enrichit en favorisant son dépôt progressif sur une surface inclinée immobile ou du moins ne produisant aucune trépidation qui troublerait ce dépôt, et les parties plus légères sont entraînées par un faible courant d'eau, à l'aide d'un arrosage très modéré qui produit un affouillement discret dans la masse des slimes où l'on veut remettre en suspension uniquement les parties les moins denses.

Première catégorie. — Le type de la table à secousses latérales est la table de *Rittinger*, qui, à son apparition, a constitué un grand progrès dans le traitement des slimes.

Il est réellement intéressant de voir se former sur cet appareil des courbes paraboliques, de couleurs distinctes, montrant la séparation parfaite des minéraux constituant le minerai brut ; cela produit une véritable séduction pour le spectateur, s'il n'est pas bien au courant de la question de concentration.

On peut en dire autant de tous les essais habilement préparés en vue de la réclame : on y exhibe des résultats qui frappent le

public incomplètement documenté; mais, quand on étudie la chose de plus près, on y découvre bientôt des points faibles. Tous les appareils en présentent : l'art consiste à n'employer que celui ou ceux dont les défauts sont les moins sensibles avec le minerai auquel il s'agit de les appliquer.

Pour la table Rittinger, les points faibles sont nombreux : il faut une force considérable pour mettre en mouvement cette lourde table; sa production en bon minerai concentré est faible; il y a une masse de mixtes dont on ne sait que faire, la perte en impalpable est élevée, enfin le prix d'achat est trop élevé aussi.

C'est pourquoi cet appareil, si parfait à l'époque où il a vu le jour, n'est plus employé maintenant que dans un très petit nombre d'exploitations.

Frue Vanner. — Cet appareil combine le principe de la courroie rotative de *Brunton* et celui de la table à secousses latérales de *Rittinger*.

Le trait caractéristique de sa construction est l'emploi d'une *toile sans fin*, *caoutchoutée*, à rebords; indépendamment de la durée qu'assure à la toile le caoutchouc dont elle est couverte, il est très probable que la surface légèrement adhésive du caoutchouc facilite l'arrêt des matières lourdes qui s'y déposent sous l'action des secousses latérales, et sont ensuite entraînées avec la toile. La figure 218 représente le plan et l'élévation de cet appareil que je vais décrire sommairement.

Description de l'appareil. — Le principal organe est ainsi, que je viens de le dire, une toile sans fin formant table à secousses. Cette toile est tendue entre deux rouleaux. Les deux rouleaux principaux, *a*, *a*, forment les extrémités de la table, et l'un deux, celui de tête, communique le mouvement de translation à la toile *e*. Ces deux rouleaux, en tôle galvanisée, de $0^m,30$ de diamètre sur $1^m,25$ de longueur, sont supportés, à l'aide de petits paliers, par un cadre en bois léger *f*; deux autres rouleaux, *b* et *c*, suspendus à ce même cadre, l'un en dedans, l'autre en dehors de la toile sans fin, servent à faire plonger celle-ci dans le réservoir en bois, 4, où les concentrés doivent se déposer; en même temps ils servent à régler la tension de la toile, quand on incline plus ou moins leur support au moyen de vis de rappel.

La face supérieure de la toile est, en outre, supportée par une série de 12 rouleaux en bois dur reposant sur le cadre en bois par l'intermédiaire de petits paliers en fonte. Ils ont pour but de maintenir la face de travail de la toile aussi plane que possible.

Tout cet ensemble est suspendu sur six lames d'acier reposant, à leur partie inférieure, sur le bâti fixe de la machine; tout déplace-

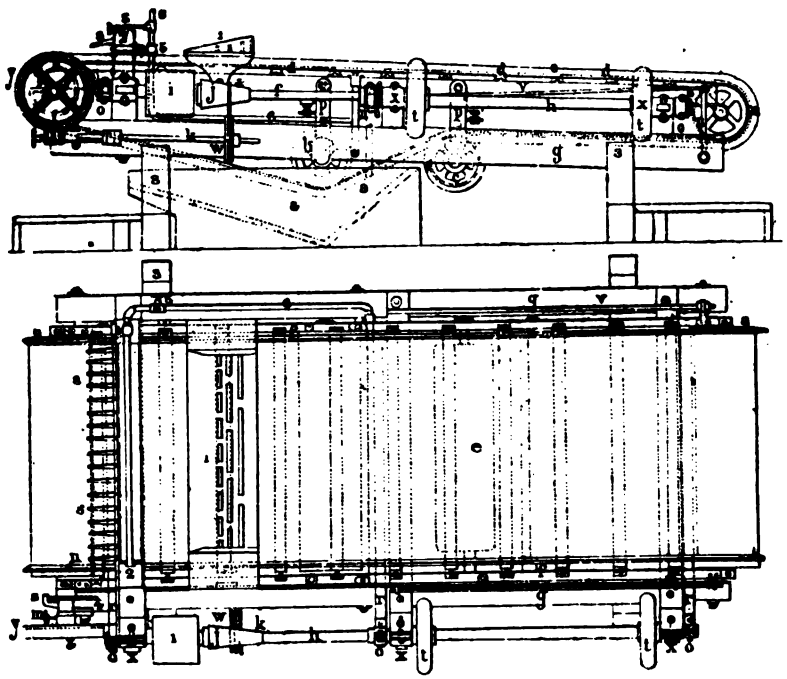


Fig. 218. — Frue Vanner.

ment longitudinal du cadre ainsi supporté est empêché par les deux tirants en fer *v*, qui relient l'une des extrémités du cadre mobile à la traverse médiane du bâti fixe, tout en se prêtant, en raison de leur élasticité, aux mouvements latéraux.

Le bâti fixe est composé de deux pièces longitudinales *g*, reliées par trois traverses qui passent à l'intérieur du circuit de la toile sans fin; il repose sur quatre montants en bois, 3, entaillés à mi-bois pour le recevoir. Les deux montants de l'une des extrémités sont entaillés plus profondément que les deux autres, ce qui donne au bâti une inclinaison que l'on peut faire varier facilement au moyen de coins en bois.

Un arbre en fer *h*, reposant sur trois paliers, fixés eux-mêmes à l'une des extrémités des trois traverses du bâti, sert à communiquer à l'appareil le double mouvement de la translation de la toile et des secousses latérales. A cet effet, cet arbre porte trois excentriques reliées par des lames d'acier au centre de trois des traverses du châssis mobile. L'amplitude du mouvement latéral ainsi communiqué est le double de l'excentricité, soit $0^m,025$. Quant au mouvement de translation de la toile sans fin, il lui est communiqué, ainsi que je l'ai dit, par l'un des tambours extrêmes; comme ce mouvement est extrêmement lent, comparé au nombre de secousses latérales, on a recours à un arbre intermédiaire, *k*, actionnant, à l'aide d'une vis sans fin, une roue d'engrenage dont l'axe est dans le prolongement de celui du rouleau. Pour faire varier la vitesse de translation sans changer le nombre de secousses, le mouvement de l'arbre *h* est transmis au petit arbre *k*, par une poulie conique *j*, et une poulie à gorge étroite *n*, cette dernière pouvant se déplacer le long de l'arbre *k*, pour correspondre au diamètre plus ou moins grand de la poulie conique *j*. Pour ne pas avoir à changer la longueur de la courroie, l'arbre *k* est supporté par un prolongement de la cage en fonte *y*, qui recouvre la roue d'engrenage *z* et la vis sans fin *l*; cet ensemble pouvant tourner autour de l'axe même de l'engrenage, il devient très facile de rapprocher à volonté l'arbre *k* de l'arbre *h*. Dans ces conditions, le poids de l'arbre *k* et de la poulie *n* repose en grande partie sur la petite courroie et ne manquerait pas de produire sa rupture ; aussi une vis de rappel *m* est-elle placée en arrière de la cage en fonte, de manière à reporter sur sa butée tout ou partie de ce poids, en ne produisant que la tension suffisante de la courroie. La roue d'engrenage *z* ne participe pas au mouvement latéral du tambour, auquel elle doit communiquer son mouvement de rotation, et l'on a recours à une spirale d'acier pour relier l'axe du tambour à l'extrémité de la manivelle *s* fixée sur l'arbre de la roue dentée. Cette spirale permet, par sa rigidité dans le sens de sa courbure, de transmettre le mouvement de rotation, tout en permettant, par sa flexibilité dans le sens perpendiculaire, le mouvement de va-et-vient.

Le mouvement général est donné par l'intermédiaire de la poulie *i*, qui le reçoit de l'arbre commun à tous les concentrateurs d'un

même atelier; le mouvement de la toile sans fin a lieu en sens inverse de son inclinaison.

Un distributeur en bois, 7, fixé sur le châssis mobile par deux oreilles latérales, reçoit la pulpe et la distribue uniformément sur toute la largeur de la toile. Une pièce en fonte 2, munie d'ajutages en bronze, 8, reçoit l'eau d'un tuyau 5, et permet de laisser tomber cette eau sur toute la largeur de la toile en petits jets également espacés dont on peut régler facilement le débit.

Un branchement du tuyau d'amenée 6 s'étend dans la *boîte à concentrés*, 4, en arrière de la toile et permet de lancer sur celle-ci de petits jets; ils achèvent de détacher les concentrés dans le cas où ceux-ci y adhèreraient encore après le passage de la toile dans l'eau remplissant la boîte.

Marche de l'appareil. — La pulpe distribuée sur la toile tend à descendre sur elle, en raison de l'inclinaison de la table; elle est, pendant ce temps, soumise à l'action des secousses latérales, au nombre d'environ 200 par minute; sous cette action, les matières denses traversent la petite nappe de pulpe et viennent se déposer sur la surface caoutchoutée à laquelle elles adhèrent suffisamment pour ne plus être entraînées, par le courant descendant, avec les parties quartzeuses qui s'échappent en bas de la table et sont évacuées sous le nom de *tailings*. Les matières lourdes, qui se sont ainsi déposées, participent alors au mouvement remontant de la toile sans fin, et, lorsqu'elles arrivent vers la partie supérieure de la table, les petits jets d'eau ont pour effet de chasser les dernières parties quartzeuses qui tendraient encore à remonter, ne laissant passer entre les jets que les matières assez denses pour n'être pas entraînées par ce nouveau courant d'eau.

Les *concentrés* sont finalement entraînés par la toile sans fin dans la boîte 4; ils se détachent alors, soit par leur propre poids, soit par l'action de l'eau, dans laquelle la toile s'agite en cet endroit, soit enfin sous l'action des petits jets d'eau du tuyau *g*.

Les *concentrés*, qui s'entassent dans le fond de la boîte, en sont retirés, de temps en temps, au moyen d'un râteau, puis emmagasinés pour un travail ultérieur.

La quantité que l'on peut utilement passer sur chaque *frue-vanner* dépend du degré de finesse de la matière traitée, car, plus les matières sont fines, plus il faut augmenter la durée de leur pas-

sage sur la table, afin de permettre le classement par densité.

Dans le cas de *pulpe* provenant du broyage de quartz aurifères, on peut estimer la quantité traitée efficacement par chaque appareil à 6 *tonnes environ par vingt-quatre heures*; aussi place-t-on généralement *deux frue-vanners par batterie de* 5 *pilons.*

La force motrice nécessaire pour actionner chaque appareil n'atteint pas un demi-cheval-vapeur, et la quantité d'eau supplémentaire ne dépasse jamais 30 *litres par minute*; dans beaucoup de cas même, 15 *litres sont suffisants.*

Ainsi qu'on a pu le voir au cours de la description de l'appareil, on peut faire varier à volonté les divers éléments qui concourent à effectuer la concentration : l'inclinaison et la vitesse de la courroie sans fin, le nombre de secousses latérales, la quantité d'eau ajoutée à la pulpe. On comprend dès lors qu'il soit facile de régler la marche de l'appareil suivant la nature du quartz aurifère, et même de l'appliquer à la concentration de minerais plus complexes.

Quant au personnel, c'est toujours un ouvrier expérimenté qui doit être chargé de la conduite de ces appareils ; car cette conduite, très délicate, exige un apprentissage spécial. Un seul homme peut conduire à la fois huit appareils, une fois leur marche bien réglée.

Concentrateur de Gilpin County. — Le Comté de Gilpin dans l'État du Colorado (États-Unis d'Amérique) présente, aux environs des villes de Central-City et de Black-Hawk, des gisements aurifères d'une nature particulière. De nombreux filons à gangue quartzeuse sillonnent les montagnes granitiques de cette région et se font remarquer par la constance de leur allure et de leur composition. Quelques-uns sont travaillés depuis près de 40 ans et leur exploitation dépasse le niveau de 2.000 pieds, sans que l'on ait constaté de diminution dans la richesse du minerai.

L'or que renferme ce minerai est rarement visible, et il est, en grande partie du moins, intercalé dans les pyrites de fer et les pyrites de cuivre répandues en mouches, en nodules et en veinules dans la gangue quartzeuse. Ces pyrites sont en beaucoup plus forte proportion que les pyrites qui accompagnent les quartz aurifères proprement dits ; elles sont souvent associées à de la galène auri-

fère et argentifère et à une petite proportion de blende également riche en métaux précieux.

Quoique l'or soit en grande partie *libre* dans les pyrites de fer et de cuivre de Central-City et qu'il s'amalgame assez facilement, on a grand intérêt à recueillir ces pyrites et la galène, en petite quantité, qui les accompagnent.

On estime, en effet, que par l'amalgamation seule on retire 80 0/0 de la valeur en métaux précieux contenue dans les minerais, et que les *concentrés* renferment 10 0/0 de cette valeur; la perte de 10 0/0 qui forme le solde est surtout due à l'*or flottant* qui s'en va dans

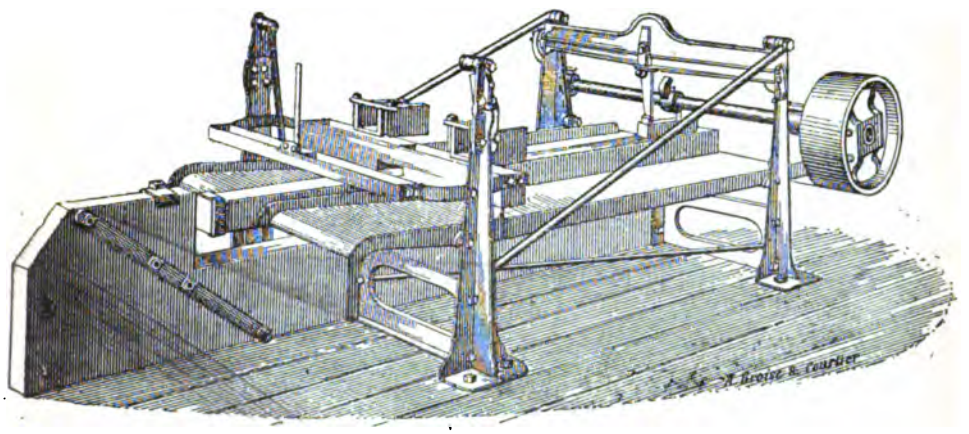


Fig. 219. — Concentrateur de Gilpin County.

les *slimes*, car les *tailings* sont d'une pauvreté absolue au sortir des tables de concentration.

Pendant longtemps on s'est contenté de recueillir sur des *blankets* (couvertures) les sulfures contenus dans la pulpe, à sa sortie des plaques d'amalgamation. Aujourd'hui tous les moulins perfectionnés de cette région sont munis d'un appareil spécial connu sous le nom de *Gilpin County gilt edge concentrator*, variété intéressante *des tables à secousses* dont la figure ci-contre (*fig.* 219) indique le mécanisme.

Il se compose essentiellement d'une table rectangulaire en fonte, à rebords, de 7 pieds de longueur ($2^m,10$), séparée en deux sections de 1 pied et demi ($0^m,45$) de largeur, par une cloison médiane.

La partie antérieure de la table se relève sur une longueur de $0^m,45$ avec une pente de $0^m,37$; la partie plane qui s'y raccorde,

en lui faisant suite, ne présente qu'une pente de $0^m,12$ sur la longueur complémentaire de $1^m,65$.

La table est supportée, à l'aide de leviers, par un châssis en fonte ; des écrous de réglage permettent de faire varier la pente.

Un arbre à doubles cames, effectuant 65 révolutions par minute, produit, par minute 130 chocs, de la tête de la table contre un buttoir solidement relié à tout le système.

La pulpe à la sortie des plaques est amenée dans une boîte de distribution.

Par l'effet des chocs répétés les sulfures se déposent, s'épurent et remontent lentement le long de la pente initiale, pour venir d'eux-mêmes se déverser sur le plancher par le bord recourbé antérieur, tandis que la gangue, complètement appauvrie, s'écoule avec l'eau par le bord opposé.

Un tel appareil suffit à 2 batteries de 5 pilons chacune et passe, en conséquence, environ 12 à 13 tonnes de minerai par vingt-quatre heures.

Il n'exige aucune surveillance spéciale, et les concentrés, simplement égouttés sur le plancher, sont chargés à mesure dans les wagons qui les amènent aux usines de fusion de Denver.

On admet qu'ils renferment 10 0/0 d'humidité.

Le prix de ce concentrateur est, à *Black-Hawk*, de 175 dollars ou de 910 francs.

Conditions économiques. — Les conditions économiques du travail dans les moulins du district de Central-City sont intéressantes à signaler ; elles montrent la limite inférieure à laquelle on peut atteindre lorsqu'on se trouve dans un centre industriel, malgré le prix élevé de la main-d'œuvre, grâce à la simplicité des opérations, à l'expérience et au bon travail des ouvriers ainsi qu'à la suppression presque complète de rouages administratifs.

Les fonderies et établissements de construction, fort bien outillés, de Black-Hawk se chargent de la fourniture de tout le matériel et même de la construction complète d'un moulin. Les prix sont actuellement établis en raison de 250 dollars, soit 1.300 francs par flèche, pour la fourniture de tout le matériel des pilons, des plaques, des concentrateurs ; ce prix comprend, en outre, la machine motrice qui, en raison de la légèreté des pilons et de l'absence de concasseurs, est évaluée à la force d'un cheval seulement par

flèche, et enfin les chaudières dont la capacité est un peu supérieure, pour qu'elle puisse fournir le supplément de vapeur nécessaire au chauffage pendant l'hiver.

Lorsqu'on veut s'épargner le soin de niveler la plate-forme, de creuser les fondations et d'ériger le bâtiment lui-même, on trouve des entrepreneurs qui livrent le moulin-type, de 25 pilons, prêt à fonctionner à raison de 350 dollars par flèche, ce qui conduit, pour un moulin de 75 pilons, tel qu'il en existe plusieurs à Black-Hawk et à Central-City, à une dépense totale de 136.500 francs.

Un moulin du type précédent peut se subdiviser en unités de 5 batteries, ou de 25 pilons, qui utilisent le mieux la main-d'œuvre ; il est néanmoins facile à comprendre que plus le moulin s'agrandit, plus les conditions de la main-d'œuvre et, dans une certaine mesure, les conditions des autres frais, s'améliorent : les machinistes, par exemple, peuvent conduire aussi facilement une machine de 100 chevaux qu'une machine de 25 chevaux, et le *millman* exercer tout aussi bien sa surveillance dans les deux cas.

En rapportant les frais à un moulin de 25 pilons, nous établirons, comme suit, les frais de broyage, d'amalgamation et de concentration dans le comté de Gilpin.

FRAIS SPÉCIAUX DU TRAITEMENT DANS UN MOULIN DE 25 PILONS DU COMTÉ DE GILPIN

DÉSIGNATIONS DIVERSES	PAR 24 HEURES POUR 30 TONNES		PAR TONNE
Main-d'œuvre.	francs		francs
1 amalgamateur à $ 3 30	17,20	90	3
2 mécaniciens chauffeurs (1 par poste) à $ 3.	31,20		
2 chargeurs (*feeders*) (1 par poste) à $ 2 75	28,60		
1 manœuvre à $ 2 50	13		
Combustible.			
2 tonnes houille à $ 4 40 la tonne		45	1,50
Fournitures.			
Mercure, graisses, éclairage		15	0,50
Usure et entretien.			
Grilles, sabots, dés		30	1
Entretien et divers		15	0,50
TOTAUX		195 fr.	6fr,50

Table Stein. — La table de Stein, qui a été très préconisée par la maison Lührig, est un frue-vanner dans lequel le mouvement du plan incliné, formé par une courroie de caoutchouc, est latéral au lieu d'être longitudinal : les secousses données transversalement, c'est-à-dire dans le sens du mouvement d'entraînement, tendent, comme dans la table de Rittinger, à faciliter la séparation des matières sous l'influence d'un courant d'eau qui doit les entraîner progressivement vers le bas du plan incliné.

L'appareil fonctionne bien, mais son rendement est médiocre : on pourrait voir, aux alentours d'une mine en France, les milliers de tonnes de matières impalpables encore très minéralisées qui sont sorties des tables de Stein : ce ne sont peut-être pas ces tables qui sont la cause de cette perte, c'est plutôt le principe même adopté pour l'installation de l'atelier ; mais il n'en résulte pas moins que les secousses de la table de Stein ont certainement favorisé l'entraînement des impalpables, et aujourd'hui on ne sait plus que faire pour traiter à nouveau ces matières en vue d'extraire mécaniquement la notable quantité de métal qui y est encore.

Table Bartsch. — La table à toile sans fin, système Bartsch, représentée à la figure 220, appartient aussi à la catégorie des Frue Vanners. Elle convient pour l'enrichissement et la séparation de slimes *surtout s'ils sont très denses et riches en minerais.* Cette table est inclinée aussi bien dans le sens de la longueur que dans celui de la largeur ; elle forme donc une surface oblique descendante depuis le point où arrive le minerai. C'est d'ailleurs cette particularité qui est la caractéristique de l'enrichisseur en question.

La séparation des slimes se fait sur une toile sans fin, en caoutchouc ou en linoléum, soumise à des secousses.

De même que l'inclinaison de l'aire est variable vers le côté extérieur, sa pente est également variable dans le sens longitudinal. Cette pente doit augmenter avec la vitesse de translation de la toile. En même temps la table traite plus de slimes bruts, tout en consommant relativement peu d'eau d'arrosage.

La distance d'axe en axe des tambours est de 3.200 millimètres.

La toile en caoutchouc a une largeur d'environ 1.000 millimètres et une épaisseur de 4 millimètres. Ses bords sont arrondis de façon à ce que les eaux puissent s'écouler facilement.

La toile glisse sur une table en bois avec un arrosage d'eau, c'est-à-dire sur un matelas d'eau. Son brin inférieur est guidé au moyen d'un galet.

La construction de cette table à toile sans fin ne comporte aucun organe de commande mobile au-dessus de la toile, de sorte que celle-ci n'est pas exposée à être salie par de l'huile ou d'autres matières.

Comme le montre la figure, la disposition du mécanisme communiquant les secousses et le mouvement d'avancement à la toile

Fig. 220. — Table Bartsch à percussion latérale.

est extrêmement simple. Cette dernière est guidée automatiquement sur des tambours bombés. Sa vitesse est réglable par l'emploi de roues à chaînes étagées. L'arbre de commande fait 80 tours par minute pendant que la toile reçoit 160 secousses.

La poulie de commande a un diamètre de 300 millimètres et une largeur de 80 millimètres ; l'appareil est pourvu de poulies folle et fixe.

La force motrice est d'environ 1/2 cheval-vapeur. La consommation en eau d'arrosage est de 50 à 80 litres par minute ; enfin on peut traiter par heure 150 à 250 kilogrammes de schlamms bruts pesés à l'état sec.

Le poids approximatif de la table, entièrement en fonte et fer, et facilement démontable est de 1.850 kilogrammes, ancrages et poulies fixe et folle compris.

Le poids de cette table, emballage maritime compris, est de 2.050 kilogrammes, et son encombrement sous cette dernière forme est de 4 mètres cubes.

Hendy's concentrator. — Cet appareil (*fig.* 221) consiste en une cuve en fonte de 1^{m},50 à 1^{m},80 de diamètre, supportée, en son centre, par un arbre vertical et à laquelle un excentrique communique un mouvement circulaire alternatif. Le fond de la cuve se relève, vers le centre, jusqu'à la hauteur du bord extérieur. La matière à concentrer est introduite dans une trémie centrale *c*, d'où elle est conduite,

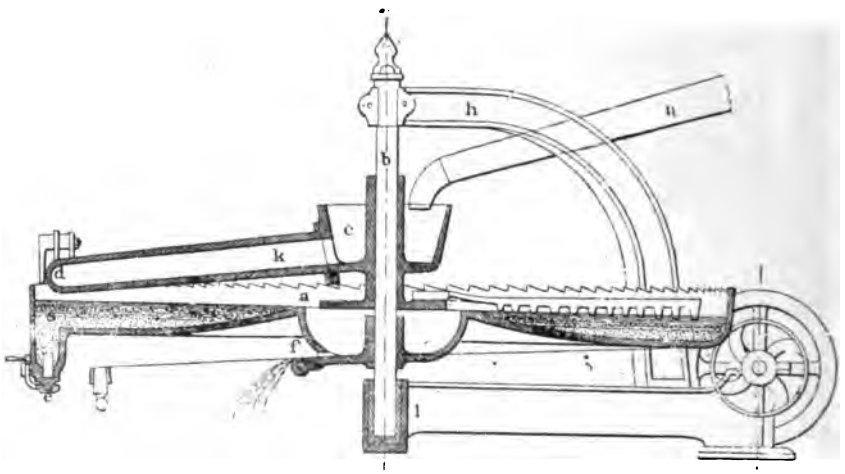


Fig. 221. — Concentrateur Hendy.

au moyen d'un tuyau *k* et d'un distributeur *d*, à la périphérie de la cuve. Le rebord de la cuve étant taillé en crémaillère, son mouvement alternatif produit le déplacement du distributeur, lequel amène alors le minerai successivement sur tout le pourtour de l'appareil. Des râteaux sont boulonnés sur le fond de la trémie et tournent avec le distributeur; ils servent à recouper la masse en traitement et à faciliter la descente des pyrites vers le fond. On communique à la cuve 200 à 300 secousses par minute, ce qui maintient la matière dans un état de constante agitation.

Les pyrites s'accumulent vers le fond, d'où elles sont évacuées, d'une manière continue, par un orifice *e*, dont on règle l'ouverture; les *tailings* sortent de même, régulièrement, par un orifice central *f*.

La pulpe provenant des batteries est traitée dans ces appareils sans addition nouvelle d'eau, et chacun d'eux peut traiter 5 tonnes en vingt-quatre heures; on doit donc en employer généralement deux par batterie de 5 pilons.

Concentrateur Embrey. — Cet appareil est semblable, dans son ensemble, au frue-vanner. La différence essentielle tient à ce que les secousses imprimées à l'appareil sont *longitudinales* au lieu d'être *transversales*.

Il existe plusieurs variantes de l'Embrey. Le concentrateur Triumph notamment appartient à cette catégorie. Un réel progrès a consisté à faire passer la toile sans fin sur trois rouleaux de renvoi, dont un fait office de tendeur, placé sous le bâti inférieur de l'appareil. Le premier de ces rouleaux trempe dans l'eau d'une cuve, où les sulphurets restés adhérents se détachent et tombent dans le fond. Les secousses ne sont imprimées qu'aux rouleaux supérieurs, ce qui diminue considérablement les poids en mouvement, avantage considérable vu la grande vitesse qu'il faut imprimer aux parties entraînées.

Le nombre des secousses par minute varie entre 235 et 240 pour les tables Embrey et Triumph. Ce dernier appareil possède aussi un collecteur d'amalgame.

L'un et l'autre de ces concentrateurs passe par heure une quantité de 250 kilogrammes de sluices calculés secs. Il faut donc deux tables de ce genre pour chaque élément de 5 pilons de batterie.

Table Wilfley. — Cet appareil a pris dans ces dernières années une place prépondérante dans la concentration des minerais aurifères et aussi dans le traitement des autres minerais métalliques à l'état fin. C'est ainsi qu'aux seules mines d'Anaconda, célèbres gisements de cuivre des États-Unis (Montana), il existe 431 tables Wilfley en service, chiffre qui n'a été dépassé par aucun autre système.

Inventée par *A.-R. Wilfley* de *Denver* (Colorado), elle fut essayée au début de 1897 à la mine *Ten Mile*, district de *Kokomo*, au Colorado, avec un succès qui attira immédiatement l'attention. Plus de 4.500 tables Wilfley sont actuellement en service dans tous les pays du monde. On en construit aux Etats-Unis, en Angleterre, en Australie, au Mexique et au Canada ; la France fait encore exception.

Description de la table. — L'appareil est porté par une solide fondation en bois. Il est indispensable que la motion de la table s'opère sans chocs ni vibrations ; le châssis doit en conséquence reposer sur une fondation parfaitement solide et immobile.

La table proprement dite est fixée au châssis, du côté de la décharge seulement, au moyen de forts tirants, auxquels on laisse cependant un peu de jeu, afin de permettre de faire varier la pente.

Il est essentiel que la table reste parfaitement rigide et plane, tout gauchissement étant nuisible à sa bonne marche. Aussi est-elle construite en excellentes planches de bois rouge, entretoisées avec du pin blanc et assemblées avec des boulons en fer, de façon à constituer un ensemble indéformable et parfaitement plan, de forme trapézoïdale, mesurant $1^{m},80$ sur un côté, $1^{m},50$ sur l'autre et $4^{m},80$ de longueur.

La table est couverte avec du linoléum et garnie, mais sur une partie seulement, par des riffles ou baguettes de bois, clouées sur le linoléum et aboutissant à une ligne diagonale au-delà de laquelle la table est nue (*fig.* 222 à 224).

L'emploi du linoléum n'a pas été trouvé du premier coup. On a commencé par essayer des surfaces en bois, en cuivre, en fer, en ciment, en ardoise, en marbre, etc. On a vite constaté qu'il y avait un avantage considérable à éviter des tables lourdes, en fonte par exemple, comme celle des tables Rittinger, qui eurent leur moment de célébrité.

M. A.-R. Wilfley reconnut bientôt l'avantage d'une couverture légère et aussi la propriété adhésive particulière du linoléum pour les grains minéralisés de petites dimensions.

Les riffles ou baguettes sont faites en pin blanc, sain et sec. Ils sont cloués sur la table déjà garnie de son revêtement en linoléum parallèlement au grand côté de la table, le plus long de ces rifles étant placé près du bord par lequel s'échappent les tailings et se prolongeant sur la longueur entière de la table. Cette baguette a $12^{mm},5$ de hauteur et $6^{mm},25$ de large. Elle conserve cette largeur sur tout son parcours mais, sa hauteur diminue graduellement jusqu'à son extrémité. L'espacement d'axe en axe des riffles est de 35 millimètres, de sorte que le vide entre deux parois consécutives des riffles est de $28^{mm},75$.

Tous ces rifles se terminent à la diagonale qui sépare la table

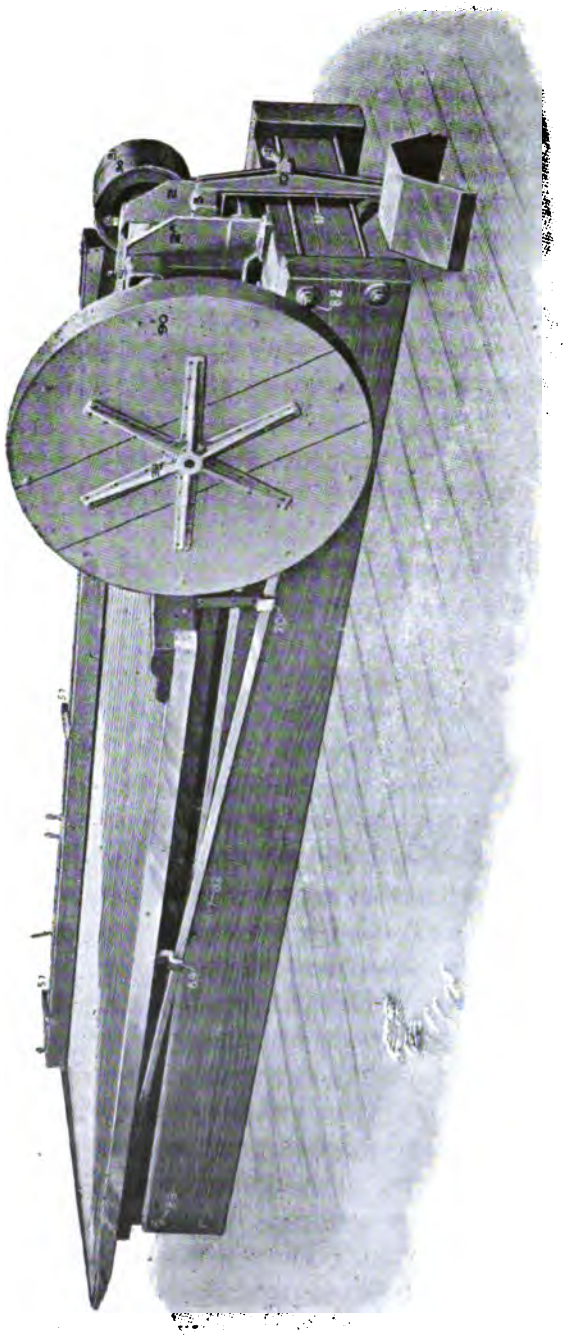


Fig. 222. — Concentrateur Wilfley. Vue d'ensemble.

en deux parties inégales. Le dernier riffle, le plus court, a $6^{mm},25$ sur $6^{mm},25$ (1/4 de pouce), comme dimensions de sa section, et seulement $1^{m},20$ de long.

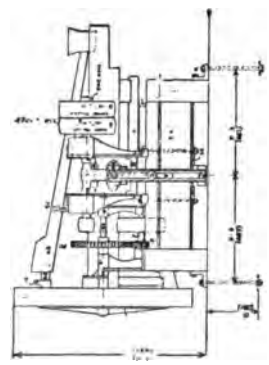
Les derniers modèles de tables Wilfley ont 46 riffles.

Si on fait une coupe transversale de la table en un point quelconque de sa surface, on voit que les matières, après un certain parcours sur une surface plane, rencontrent une série de riffles dont la hauteur va constamment en croissant de $1^{mm},5$ pour chaque 30 centimètres et qu'en aucun point les matières classées par le courant d'eau sur la partie plane ne peuvent échapper à la récolte dans des riffles.

C'est grâce à ce dispositif spécial que la capacité de cette table a pu être portée de 3 ou 5 tonnes, qui étaient autrefois le chiffre normal de ce genre d'appareils, à 15 *et même* 25 *tonnes par vingt-quatre heures.*

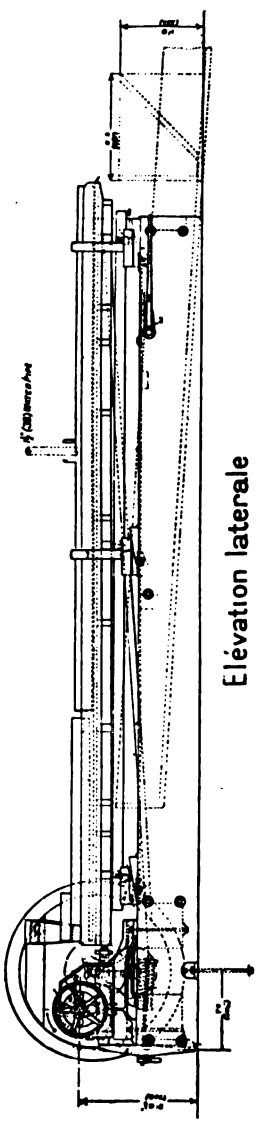
Mode de travail. — La pulpe à traiter arrive dans une *boîte de tête* qui ne règne que sur une longueur un peu moindre que celle du dernier riffle de tête. Elle en sort par une série de trous pratiqués à la partie supérieure de cette boîte de distribution. De là elle s'étale sur les riffles et chemine vers la sortie des tailings. Grâce au mouvement alternatif rapide imprimé à la table, combiné avec la disposition des riffles, la pulpe se stratifie et on voit les grains blancs de silice monter à la surface, où ils sont entraînés par le courant d'eau qui recouvre le tout. Le travail de cet appareil n'est parfait que grâce à cette mince lame d'eau qui empêche les pertes, par flottage, des matières minérales fines. Il suffit de voir comment, dans une batée où on a fait égoutter le résidu, l'or et les pyrites se mettent à flotter dès qu'on y ajoute de nouveau de l'eau, pour se rendre compte du déchet inévitable qui se produit de ce chef avec tous les appareils où les concentrés restent à sec ne fut-ce que peu de temps, comme dans les round-buddles, les frue-vanners, etc.

Les concentrés, débarrassés ainsi de la majeure partie des sables stériles pendant qu'ils ont circulé entre les riffles, arrivent sur la table plane, où ils sont soumis *à un courant d'eau claire* qui les classe par ordre de densité et qui les entraîne en même temps vers le bas de la table où on recueille les diverses qualités dans les boîtes à collecteurs mobiles, de sorte qu'on peut, au gré du conducteur, varier la nature des concentrés recueillis.

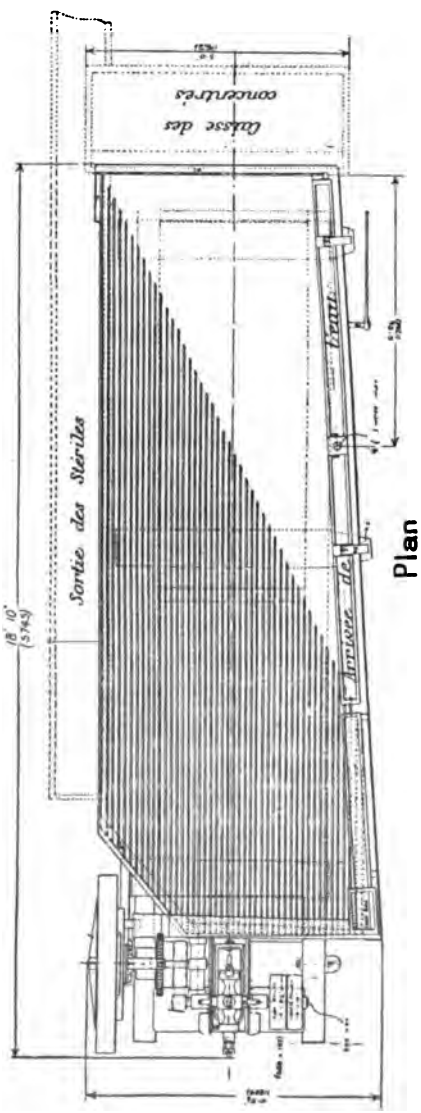


Vue par bout

NOTA - Les chiffres entre parenthèses (en) sont en millimètres



Elévation laterale



Plan

Fig. 223. — Table Wilfley. Disposition des rifles.

Consommation d'eau. — La consommation d'eau de cet appareil varie suivant la nature des minerais traités, *entre 22 et 45 litres par minute.*

Force motrice. — La force motrice nécessaire pour la conduite d'une table Wilfley est de 1 cheval-vapeur au maximum.

La vitesse moyenne de la poulie de commande est de 240 révolutions par minute.

Le poids total de ce concentrateur est de 1.224 kilogrammes et son encombrement pour transport maritime de 4 mètres cubes 1/2. La pièce la plus lourde pèse 360 kilogrammes; mais on peut fractionner les poids de façon à rendre l'appareil transportable à dos de mulet.

Remarques générales relatives à l'emploi des concentrateurs. — On peut dire, comme règle générale, que tous les concentrateurs, quel que soit leur système, sont des appareils qui ne fonctionnent d'une façon entièrement satisfaisante *que lorsqu'ils traitent des matières ayant déjà subi une première classification* et, par conséquent, *exemptes de slimes.* Toutefois cette réserve ne peut pas être considérée comme absolue. La table Wilfley notamment sépare d'une façon satisfaisante les pulpes sortant, sans classification préalable, des plaques d'amalgamation d'un moulin californien ordinaire. Il est vrai que cette table est la seule qui, grâce à la combinaison de la table avec riffles et de la table nue que j'ai décrite, permette l'élimination des sables dans la partie garnie des riffles et qui soumette à l'action de la mince lame d'eau, des matières déjà préparées en vue de la concentration finale. Cette particularité a été bien mise en lumière dans le procès en contrefaçon intenté par M. Wilfley contre un Établissement de construction de matériel de mines. Il a été jugé, en appel, que la table *Cammett*, « bien que pouvant, sous certains rapports, être une « amélioration du brevet Wilfley (direction et répartition des con- « centrés), comprenait cependant les éléments essentiels des tables « Wilfley du dernier modèle, remplissait le même usage et cons- « tituait par conséquent, une contrefaçon. »

Il est indubitable que la classification joue un rôle important dans une bonne concentration, mais qu'on ne peut pas espérer remédier par cette dernière opération, même exécutée avec les appareils

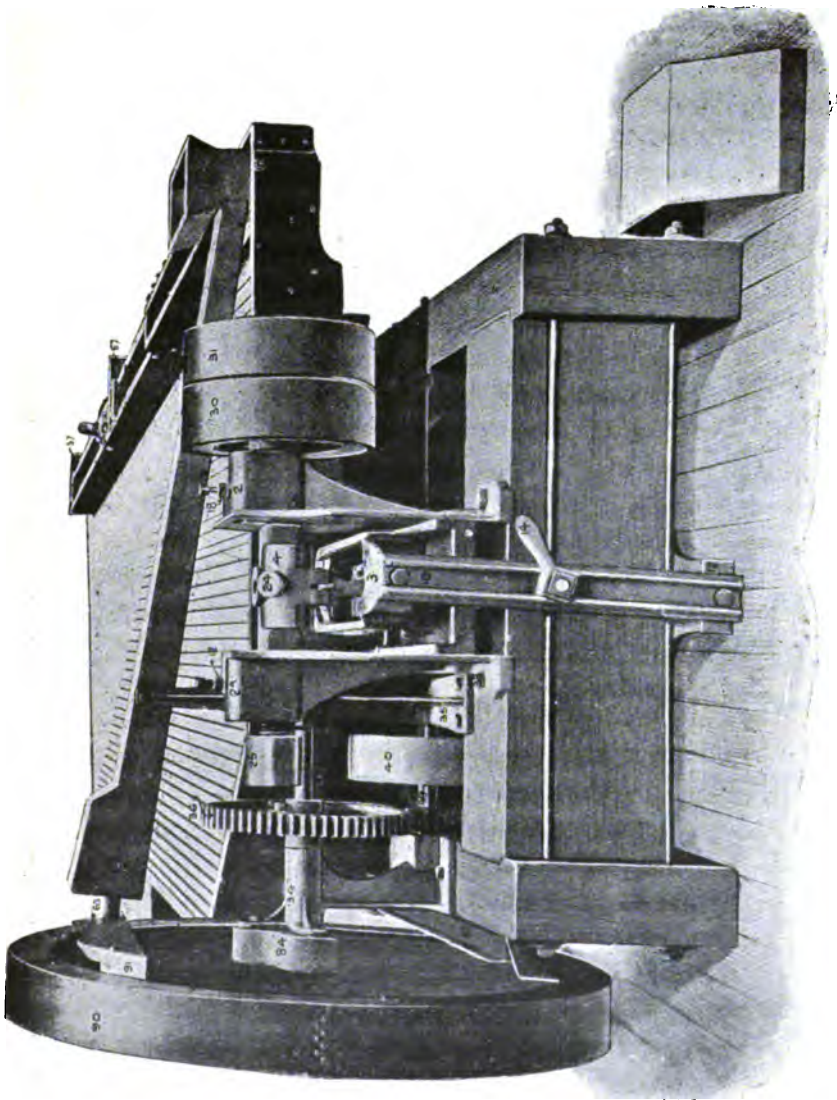


Fig. 224. — Concentrateur Wilfley. Vue par bout.

les plus parfaits, à un broyage défectueux. Les deux choses sont étroitement liées.

Le rêve poursuivi par tous les exploitants de moulins à or est de pouvoir simplifier les méthodes et de tout traiter en vrac, à la sortie des appareils de broyage, soit par concentration, soit par classification ; mais c'est là un désidératum qui est rarement avantageux au point de vue du coefficient d'extraction de l'or. Il y a donc une limite, une balance à établir dans chaque cas particulier pour se rendre compte du sens dans lequel il faut consentir un sacrifice. Ce qu'on peut dire, c'est que *la classification est indispensable lorsque le minerai contient des sulfures des bas métaux*, à cause de leur extrême friabilité, qui les transforme en slimes.

Si, par exemple, on doit traiter un minerai composé essentiellement de quartz, il est démontré que, si on le broie à une perforation déterminée, au tamis 30, pour prendre un chiffre courant, il n'y a guère que 10 0/0 du produit broyé qui ait juste cette dimension n° 30. Cinquante pour cent, au moins, de la masse passe à travers un tamis *cinq fois plus fin*. Dans bien des cas, 90 0/0 de la valeur utile en métal précieux se trouve dans ces 50 0/0 de produits fins. On peut dire alors que le *simple tamisage est le meilleur concentrateur applicable*. La classification préalable est, dans ce cas, indiquée d'une façon évidente, avant de faire passer les matières au concentrateur.

Définition des slimes. — On emploie beaucoup le terme de *slimes*, sans bien s'entendre sur sa signification. Pour le public en général, les slimes sont des matières très fines et boueuses, qui se précipitent difficilement et dans lesquelles l'or se trouve dans un état qui en permet difficilement l'extraction par les moyens ordinaires de la cyanuration. Cette opinion est loin d'être exacte.

Il est certain que, dans la classification qui fait suite au broyage, il reste une partie importante de résidus fins, qui échappent aussi bien aux tables de concentration qu'aux spitzkasten, qui offrent une résistance considérable à la filtration des liquides à travers leur masse et qui se déposent difficilement par le repos. Ce sont ces matières, inclassables et indéposables, qu'on désigne sous le nom de slimes.

La composition proprement dite de ces matières *ne joue aucun*

rôle dans l'espèce. *On peut produire des slimes de quartz pur, sans aucun mélange d'argile*, et il n'y a pas de différence sensible, au point de vue chimique et minéralogique, entre les *sables* et les *slimes*. La façon différente dont ces matières se comportent à la lixiviation est donc purement d'*ordre physique*.

On a souvent défini les slimes : la partie fine produite par le broyage, qui passe à travers le tamis 200, Ce n'est pas exact non plus, car des grains même très fins, passant à travers ce tamis, *mais classés*, sont parfaitement perméables aux liquides et se décantent très bien. Ce qui rend les slimes imperméables et difficiles à décanter, c'est leur *défaut de classement*, qui a pour résultat que les particules fines, se déposant entre celles qui ont des dimensions supérieures, *bouchent les interstices* et rendent la masse *totalement imperméable*. La forme de ces fines particules joue aussi un rôle essentiel. C'est ainsi que les slimes talqueux, formés d'éléments feuilletés, se déposent très lentement, et, une fois déposés, sont absolument imperméables pour les réactifs chimiques. C'est dans ce cas que l'emploi des filtres-presses, qui forcent les liquides dissolvants à travers ces matières fines, rendent de réels services et constituent un très grand progrès. On peut aussi, *par une addition de chaux*, coaguler les slimes *paresseux* et les faire déposer plus rapidement.

En définitive, on peut définir les slimes, au point de vue industriel, comme un *mélange, non classé, de matières très fines, métalliques ou non, qu'il est difficile de décanter et de soumettre à la lixiviation*.

Deuxième catégorie. — Arrivons maintenant à la deuxième catégorie, dont le type le plus ancien est le *round-buddle*.

Le dispositif essentiel d'un round-buddle consiste en un cône en ciment sur lequel vient s'étendre, en s'épanouissant le long des génératrices divergentes de ce cône, une pâte claire formée par les slimes délayés dans une certaine quantité d'eau; l'arrivée de cette bouillie se fait près du sommet du cône, au moyen d'une auge circulaire munie d'un bec d'écoulement, qui tourne autour de l'axe vertical du cône, de façon à distribuer la matière successivement sur toutes les génératrices du round-buddle; la matière arrivant toute délayée, d'une façon continue, dans l'auge centrale.

Par sa descente en éventail, sur la surface conique, les matières sont progressivement retardées dans leur marche par suite de l'épanouissement de la nappe liquide, et cela facilite le dépôt progressif des matières suivant leur densité.

Pour aider l'entraînement des matières plus légères, le mécanisme de rotation, qui porte l'appareil distributeur, est muni d'une traverse qui tourne autour de l'axe central; cette traverse entraîne, dans son mouvement circulaire, d'un côté des petits balais ou même simplement des chiffons qui affouillent la surface des matières déposées dans le round-buddle, et de l'autre côté un petit réservoir contenant de l'eau qui sert à produire un arrosage uniforme et continu sur la surface du dépôt.

Le round-buddle donne *un peu de bon minerai*, et *beaucoup de mixtes* à repasser, enfin les matières entraînées contiennent encore une grande proportion de minerai, qui est ainsi définitivement perdu.

On emploie quelquefois cet appareil démodé, dans le cas où on à traiter une grande quantité de slimes peu riches : on peut, dans ce cas, recommander l'emploi du round-buddle dégrossisseur, qui, éliminant du premier coup une notable proportion de matières stériles, permet de fournir aux tables tournantes des slimes déjà moins pauvres que ceux qu'on avait à traiter ; cela facilite le travail des tables tournantes en permettant d'employer un moins grand nombre de ces appareils.

Le premier essai de perfectionnement qu'on ait tenté suivant le principe du round-buddle, c'est la *table tournante* ayant la même forme conique que le round-buddle ; mais cette disposition permettait de faire arriver, d'une manière fixe, le minerai au sommet du cône, et on procédait à un arrosage par des tuyaux fixes.

L'emploi des premières tables tournantes a été peu à peu abandonné parce que ces appareils très lourds, nécessitant une grande force, étaient sujets à des trépidations considérables produites par les galets de roulement qui soutenaient les bords inférieurs de la table en tournant dans une rainure circulaire : il est facile de comprendre que ces trépidations étaient extrêmement nuisibles au dépôt progressif des matières.

Table Linkenbach. — Le meilleur perfectionnement du round-buddle est la *table de Linkenbach.*

C'est un véritable round-buddle de 7 à 9 mètres de diamètre,

avec une surface conique fixe en ciment, bien régulièrement construite ; une charpente métallique entraîne dans un mouvement circulaire autour de l'axe vertical du cône toute la série des appareils :

1° De distribution des slimes bruts ;

2° D'arrosage progressif ;

3° De récolte des matières séparées.

C'est un excellent appareil, qui a été amélioré dans ces dernières années par M. Lenicque dans la table qui porte son nom et qui est décrite plus loin.

Table Humboldt. — Les usines Humboldt viennent aussi d'apporter à la construction de cette table fixe de nouveaux perfectionnements ; c'est notamment l'admission des boues qui a été mieux aménagée, de sorte qu'elles arrivent sur l'aire d'une façon absolument régulière.

En n'apportant qu'un peu d'attention au réglage des clarinettes d'arrosage, on est sûr d'arriver à un résultat satisfaisant.

L'admission des slimes se fait au moyen d'un tuyau ou d'un chenal disposé au-dessus de l'armature librement suspendue de la table.

L'arbre de commande avec sa vis sans fin est solidement établi sur les poutres disposées au-dessus de la table ; il en résulte une marche régulière et douce des crépines.

L'eau d'arrosage est amenée à travers la colonne creuse verticale servant d'arbre et rendue étanche au moyen d'un presse-étoupes.

Comparée aux constructions antérieures, la disposition actuelle exige une maçonnerie beaucoup moins importante pour les fondations. De même, l'exécution de l'aire et des chenaux récepteurs en ciment a été considérablement simplifiée et rendue moins coûteuse.

Quant à la consommation d'eau, elle ne dépasse pas, dans les plus grands modèles de 9 mètres de diamètre, une quantité de 220 litres par minute pour un débit de slimes, calculé au poids sec, de 800 à 1.000 kilogrammes par heure de marche.

La force nécessaire pour le modèle de 9 mètres de diamètre est de 1 cheval 1/4.

Le tableau, que je donne en tête de la page suivante, contient les éléments principaux des trois modèles les plus couramment employés de ces tables, ainsi que les poids et dimensions de leurs principales parties, avec l'indication de leur encombrement.

NUMÉRO DU MODÈLE.....	1	2	3
Diamètre de l'aire..... mm.	7.000	8.000	9.000
Diamètre extérieur du chenal récepteur..... mm.	8.000	9.000	10.000
Nombre approximatif de tours de la garniture de la table par minute...	1/2	4/10	1/3
Nombre de tours de la commande à vis sans fin.....	45	40	35
Diamètre de la poulie de commande..... mm.	800	900	1.000
Largeur de la poulie de commande. —	100	100	100
Force motrice approximative en chevaux-vapeur.....	3/4	1	1 1/4
Consommation approximative d'eau de lavage par minute..... litres	180	200	220
Débit approximatif de la table par heure..... kilos	600-800	700-900	800-1.000
Poids approximatif de la garniture métallique complète, gabarit compris..... kilos	3.200	3.600	4.200
Poids approximatif de la garniture métallique complète, gabarit et emballage maritime compris..... kilos	3.650	4.150	4.750
Cube approximatif pour transport maritime..... m^3	4,3	4,5	5,0

Table tournante, système Lenicque. — Après avoir reconnu que l'idée de faire tourner les appareils de distribution, de séparation et de récolte, aboutissait à une installation encombrante, M. Lenicque les a tous rendus fixes en revenant à la table tournante.

Mais les tables tournantes déjà employées étaient lourdes et sujettes à des trépidations. Or la table de Linkenbach a surtout pour avantage de ne produire aucune vibration sur les schlamms, puisqu'elle est immobile : pour arriver à un résultat analogue, il fallait construire une table légère suspendue sur son axe central comme un abat-jour de lampe. On lui donne un mouvement de rotation très lent (1 tour en trois minutes et demie) au moyen d'une vis sans fin et d'une roue hélicoïdale, on obtient ainsi une douceur de mouvement de rotation telle que si l'on met un verre d'eau sur la table tournante, on n'y voit se dessiner aucune ride à la surface En y mettant du minerai, celui-ci s'y comportera donc comme sur une table immobile.

On peut ainsi éviter les inconvénients des anciennes tables tour-

nantes et conserver l'avantage provenant de l'immobilité de la table de Linkenbach (*fig.* 225).

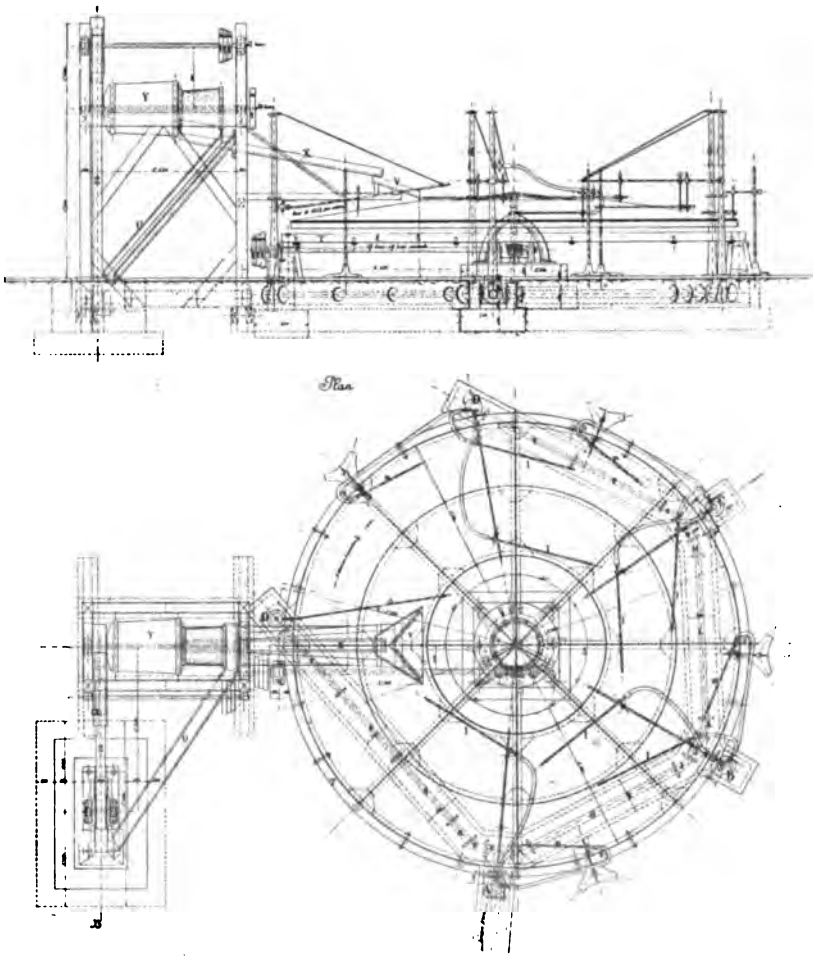


FIG. 225. — Table tournante Lenicque.

Comme arrosage, il a été possible, en se servant de tuyaux indépendants du mouvement même de la table, d'en augmenter le nombre par rapport à ceux de la table fixe; on a pu même adopter un dispositif qui permet de faire varier à volonté la position des tuyaux arroseurs et de modifier la direction des jets d'eau.

Quant à la récolte des produits, elle est simplifiée dans cette table : toutes les matières tombent dans une même goulotte circulaire percée de trous qu'on bouche et qu'on débouche à volonté, avec des tampons coniques, et, si l'on coince avec un marteau des cloisons mobiles en bois, dans les endroits de la goulotte qui paraissent convenables pour séparer deux sortes différentes de matières tombant dans cette goulotte, on obtiendra ainsi cinq ou six compartiments absolument distincts dans la couronne de réception, compartiments qui se videront par les trous débouchés selon les besoins, pour que chacune des matières séparées soit envoyée à des bassins de réception appropriés.

Enfin, l'emploi si répandu des frue-vanners ayant prouvé que le caoutchouc a la propriété spéciale de favoriser l'adhérence du minerai, M. Lenicque a recouvert sa table d'une lame de caoutchouc, ce qui lui a permis de réduire à 5 mètres le diamètre de la table et, par suite, de produire un encombrement moins grand que celui des tables en ciment.

Il faut encore signaler l'avantage de cette table au point de vue de son installation dans un atelier : elle nécessite simplement un massif de maçonnerie de 1 mètre cube, de telle sorte que, si l'on veut changer l'emplacement de la table, on peut le faire sans dépense sensible et la force motrice nécessaire pour la commande de mouvement de la table est si faible qu'on peut faire cette commande par un petit câble télodynamique, de sorte qu'on peut installer l'appareil assez loin de l'atelier proprement dit et à proximité des bassins de dépôt.

CLASSIFICATION

La classification peut se faire de deux façons : à sec ou par classement hydraulique.

A sec, cette opération n'est autre chose que le *tamisage*. Elle n'est pas pratique pour classer de grandes quantités de matières très fines : les tamis fins n'ont qu'un faible débit, et de plus, leur usure constitue une dépense tellement élevée qu'on peut dire qu'en pratique la classification hydraulique est toujours à conseil-

ler pour séparer les slimes des matières ayant des dimensions appréciables, lorsqu'il s'agit d'opérer en grand.

Classificateurs hydrauliques. — On appelle aussi ces appareils des *hydroclasseurs*. Ils sont fort simples, constitués par une série de cônes renversés, peu coûteux et ne demandent, une fois réglés, aucune surveillance spéciale. Ils sont très utiles pour classifier des matières passant au tamis 20 (1 millimètre de côté), car, au-dessous de cette dimension, le tamisage devient difficile; les trous se bouchent avec trop de facilité.

Dans les classificateurs hydrauliques, les sables sont soumis à deux ou à trois forces, suivant que ces appareils sont munis ou non d'un courant d'eau ascensionnel. Il existe donc deux catégories.

Dans les classificateurs appartenant à la première classe, les matières sont entraînées :

1° Horizontalement par le courant d'eau général qui alimente le classificateur;

2° Verticalement, de haut en bas, par l'action de la pesanteur qui fait tomber les matières dans les cases successives; et :

3° Verticalement encore, mais dans un sens ascensionnel, par suite de l'action d'un courant d'eau entrant par la base et gradué convenablement, qui relève une partie des matières qui tombent pour les envoyer dans la case suivante.

Les matières qui résistent à ce mouvement de relèvement coulent par une ouverture placée au bas de chaque case, de telle façon qu'on obtient ainsi une classification approximative par ordre de grosseur des sables plus fins que 1 millimètre ou, plus exactement, par ordre de chute dans l'eau.

C'est le principe sur lequel sont basées toutes les variétés de *spitzkasten*, ou caisses pointues, qui se font en bois ou en métal avec ou sans courant d'eau ascensionnel et débit réglable à volonté.

M. *R.-H. Richards* a fait une étude très complète de ces appareils, et il a démontré, par des vues photographiques du phénomène, qu'il y avait toujours, même dans le premier compartiment, un certain mélange de matières fines avec les produits les plus gros retenus dans cette partie de l'appareil. Rittinger et Linkenbach, en Europe, avaient déjà fixé les principes et les dimensions des caisses successives. La formule de Rittinger était pour les dimensions des

divers compartiments, en prenant pour base un écoulement de 100 litres de slimes par minute :

N° de la caisse	Largeur en millimètres	Longueur en mètres
1re caisse.....	100	1 ,896
2me caisse.....	200	2.845
3me caisse.....	400	3.793
4me caisse.....	800	4.741

et ainsi de suite, les largeurs s'accroissant en progression géométrique et les longueurs en progression arithmétique. Pour une quantité double de slimes à passer par minute, il faut doubler la largeur, en conservant la longueur constante.

La formule de Linkenbach conduit à des résultats un peu différents. La voici telle qu'il l'a établie en 1887 :

N° de la caisse	Largeur en millimètres	Longueur en mètres
1re caisse.....	228	3.600
2me caisse.....	342	4.800
3me caisse.....	513	6.000
4me caisse.....	767	7.200

toujours pour chaque quantité de 100 litres par minute.

L'angle minimum des côtés de la pyramide renversée était dans ces essais, de 58° sur l'horizontale.

On admettait que le courant restait confiné à la surface et que le liquide ne descendait pas à l'intérieur de la caisse, mais les expériences de M. Richards ont démontré qu'il n'en était rien et qu'il se produisait des courants secondaires, surtout si les matières entraient en vitesse dans la caisse ou y arrivaient en trop grande quantité. On améliore cet état de choses en admettant le courant ascendant d'eau, de façon à balancer hydrauliquement le mouvement des matières et à repousser les fines au dehors ; mais ce réglage est assez délicat. En principe, la quantité d'eau à ajouter ainsi doit être *presque égale*, quoique légèrement inférieure au *débit de l'ajutage* par lequel s'échappent les matières classées par chaque pointe.

La figure 226, montre l'ensemble d'un classificateur à trois pointes en tôle, muni de ses tubulures, réglables par des robinets, pour l'alimentation d'eau claire et de ses valves de décharge manœuvrées au moyen de volants à main, aboutissant au-dessus de l'appareil.

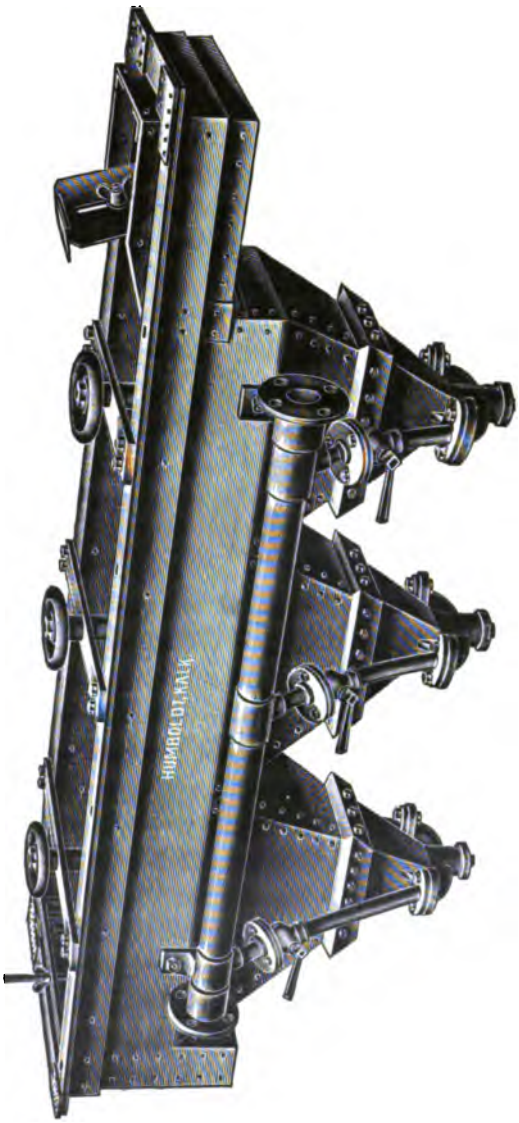


FIG. 226. — Hydro-classificateur à trois compartiments.

On peut, si on veut, augmenter le nombre des pointes, chacune desservant, en général, un concentrateur réglé pour la dimension qu'a séparée le compartiment correspondant du spitzkasten.

A la suite des classificateurs à courant ascensionnel, on place une série de caisses de dépôt des fines, qui n'ont plus pour objet une classification proprement dite, mais une *concentration des matières* sous un volume moins encombrant, en vue de leur traitement ultérieur par cyanuration, si elles en valent la peine. En tout cas, ces caisses permettent de clarifier l'eau et de la faire resservir, ce qui est indispensable dans le pays où elle est rare et chère.

D'après M. Richards, on peut améliorer notablement les conditions de travail des classificateurs hydrauliques, quel que soit leur système, en séparant du reste de la boîte le courant superficiel, qui va de l'entrée à la sortie, par une tôle perforée ou un grillage *placé horizontalement près de la surface du plan d'eau.* Ce grillage laisse passer les produits qui doivent gagner le fond, mais il s'oppose à l'entraînement, par des courants perturbateurs, des fines dans le fond de l'appareil.

Nous avons à présent passé en revue tous les appareils qui sont susceptibles d'être utilisés dans un moulin à or traitant des minerais à or libre. Il reste à examiner la façon de s'en servir, en donnant une description de l'organisation du travail dans un moulin de ce genre, en la complétant par le traitement de l'amalgame depuis le moment où il est retiré des appareils jusqu'à celui où il est transformé en lingots de métal fin à envoyer à la Banque.

ORGANISATION D'UN MOULIN DE QUARTZ A OR LIBRE

Supposons l'emplacement choisi conformément aux indications exposées page 480. Il s'agit de déterminer l'importance du moulin, c'est-à-dire le nombre des têtes de pilons à monter.

Naturellement ce chiffre est fonction de la quantité de minerai découpée dans le gisement dont il s'agit de tirer parti. J'ai déjà tellement insisté sur la nécessité de ne décider l'érection d'un moulin à or que lorsqu'on a, *en minerai découpé sur trois faces, un tonnage suffisant pour alimenter, en pleine marche, l'usine projetée*

pendant au moins deux ans, que je me dispenserai d'insister à nouveau sur ce point.

Ceci dit, il y aura avantage, à tous les points de vue, à établir un moulin *aussi important que possible*. Les dépenses de main-d'œuvre, qui sont prépondérantes dans le coût du traitement (Voir p. 875), sont loin d'être proportionnelles à la capacité du moulin : ainsi le personnel nécessaire pour le fonctionnement d'un moulin de 10 pilons, est à peu près suffisant pour celui d'un moulin double. D'autre part, l'installation et la production de la force motrice sont d'autant moins coûteuses par cheval utilisé que le travail à développer est plus considérable.

En un mot, l'importance d'un moulin *ne doit avoir pour limite que la possibilité de son alimentation régulière.*

Un moulin de 20 pilons peut être considéré comme le *type minimum* des moulins qu'on a généralement à construire. Nous le prendrons donc comme exemple.

Alimentation d'eau. — Si le terrain ne se prête pas à l'arrivée naturelle de l'eau, il faut prévoir l'installation d'une pompe élevant l'eau dans un réservoir ou château d'eau placé en contre-haut de l'usine, d'où partiront les tuyautages aboutissant aux chaudières, aux pilons et aux concentrateurs.

Il faut prévoir largement, pour ne pas être à court, 10 litres par tête de pilon et par minute, soit pour 20 pilons 200 litres.

50 litres par concentrateur soit pour 2 appareils 100 litres, plus les machines, les classificateurs hydrauliques, etc., ensemble 350 à 400 litres par minute sont à prévoir pour ce service.

Poids des pilons. — On se tient à présent dans les environs de 400 à 450 kilogrammes par tête de pilon pour des minerais moyennement durs. Les pilons à vitesse accélérée ne sont pas à recommander, c'est trop compliqué ; il vaut mieux chercher l'accroissement de rendement dans l'emploi de tube-mills. Le nombre de coups ne dépassera pas, par conséquent, 90 à la minute, avec une levée de 17 centimètres.

Concasseur. — On mettra le concasseur sur le sol et, si le terrain de l'usine est en plaine, on relèvera les produits concassés au

moyen d'un élévateur à godets jusqu'au niveau de chargement des trémies. Un transporteur à courroie, genre Robins, ou, mieux, un *transporteur à secousses Anker*, avec ressorts en bois, plus facile à régler, enverra les matières dans l'une et l'autre des trémies de chargement (*fig.* 227 et 231).

Il faut avoir le soin d'installer la grille de décharge du minerai venant de la mine, de façon à ce qu'il se crible automatiquement avant de se présenter à la mâchoire du concasseur, afin de ne pas faire passer dans ce dernier des matières fines ayant atteint déjà la grosseur à laquelle on veut alimenter les pilons.

Ces matières se réuniront avec les produits du concassage, de façon que l'élévateur les remonte toutes ensemble.

La main de l'ouvrier ne doit intervenir que pour alimenter le concasseur ; *toutes les autres manœuvres, sans exception, doivent être automatiques.*

Un Blake, numéro 5, broyant 6 tonnes à l'heure à la grosseur de 35 millimètres, est suffisant. Cet appareil consomme 15 chevaux de force.

Force motrice nécessaire. — En outre du concasseur, dont nous venons de parler, il faut actionner les pilons, à raison de 2 et 1/2 chevaux par tête, soit 50 chevaux, plus deux concentrateurs Wilfley à raison de 1 cheval chaque. Pour la pompe, la force dépend de la hauteur à laquelle il faut relever l'eau, on ne peut donc en donner ici la dépense. C'est à calculer dans chaque cas particulier.

Il faut ajouter 15 0/0 pour les pertes dans les transmissions.

Cela fait, en résumé pour une installation de ce genre, une machine motrice d'au moins 80, disons, pour être prudents, 90 chevaux effectifs à prévoir.

Moteurs électriques. — Il y a un avantage considérable à conduire tous ces appareils par des moteurs électriques séparés lorsque cela est possible. On a une souplesse beaucoup plus grande pour disposer les divers appareils à son gré, sans avoir à se préoccuper des transmissions. Aussi ne faut-il pas hésiter à utiliser les *forces naturelles hydrauliques* toutes les fois qu'on peut en disposer dans un rayon voisin de l'emplacement du moulin. La comparaison

est d'ailleurs facile à faire quand on connaît le prix de revient du combustible, bois ou charbon, dans le pays.

Amalgamation. — Dans le moulin le plus simple de tous, c'est-à-dire dans celui qui récolte tout l'or à l'état d'amalgame, soit dans le mortier, soit sur les plaques, il faut adopter une grosseur de tamis de décharge assez fine. Le tamis 35 à 40 est au moins nécessaire. Si au contraire, on adopte le broyage en deux opérations, en faisant le finissage au tube-mill, on peut se contenter de mettre, à la décharge des pilons, des tamis ou des plaques perforées numéros 16 ou 20 au plus.

A la suite des quatre tables d'amalgamation, on peut, si il n'y a pas trop de slimes, recevoir la pulpe sur les deux tables Wilfley qui en extraient les concentrés; mais il est préférable de passer d'abord toutes ces matières dans un classificateur hydraulique et de ne traiter sur les Wilfley que des produits déjà débarrassés de leurs slimes. Les concentrés ainsi obtenus auront une valeur très supérieure, et on pourra les vendre, tels quels, aux usines de fusion, formule commode pour un moulin qui débute, puisque cela lui économise tout traitement ultérieur par cyanuration et que son argent lui rentre de suite.

Slimes. — Les slimes des minerais à or libre sont en général très pauvres et ne méritent pas de traitement ultérieur. On peut cependant les faire passer sur une table tournante Linkenbach ou Lenicque, pour en retirer les fines pyrites qui auraient pu échapper aux Wilfley.

Le dispositif-type de transporteur que je viens de décrire est représenté à la figure 227. J'ai supposé qu'on se trouvait en terrain plat, afin de montrer la position à adopter pour le concasseur.

Perte de mercure. — La *perte de mercure* dans les moulins à or est bien inférieure à celle qui a lieu dans le traitement de l'argent par amalgamation, et cela à cause de la petite quantité de métal employée et de la simplicité relative des opérations. Elle ne dépasse guère *le poids de l'or recueilli* et le bas prix actuel du mercure rend *presque négligeable* l'influence de cette perte sur le prix de revient.

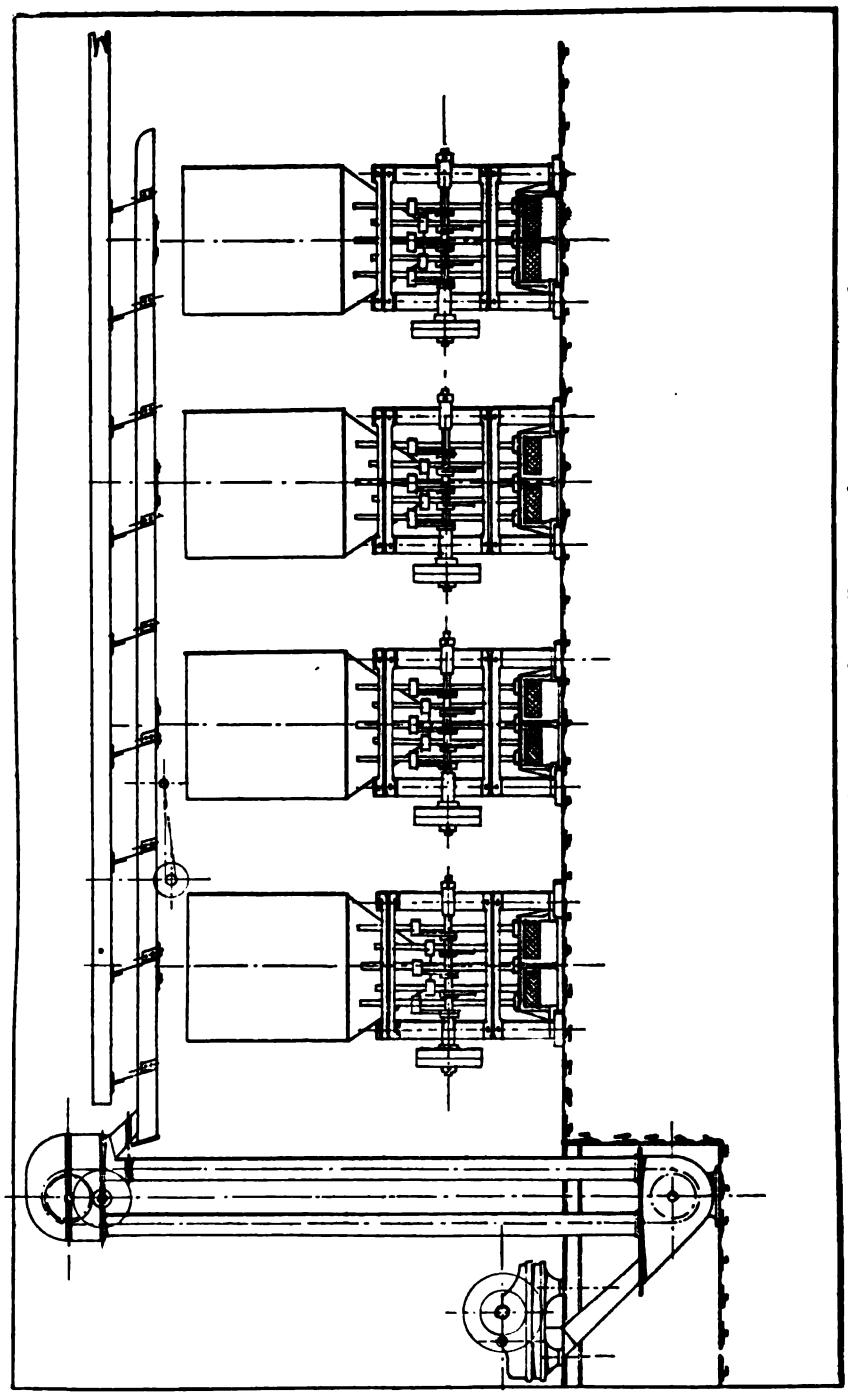


FIG. 227. — Alimentation d'un moulin de 20 pilons, par des transporteurs Auker.

Lingots. — La récolte et le nettoyage de l'amalgame ont été déjà décrit à la page 379 ; il reste à indiquer comment s'opère la distillation et la fusion de l'éponge de métal précieux à sa sortie de la cornue.

Cette cornue (*fig.* 228) est à simple couvercle dans les installations de faible importance. Elle est de forme allongée et susceptible de recevoir un casier mobile en fer, dans lequel on comprime l'amalgame quand on doit opérer sur des quantités plus fortes (*fig.* 229).

La fusion s'opère dans des creusets de plombagine avec les fondants ordinaires, borax, carbonate de soude et un peu de nitre

Fig. 228. — Petite cornue de distillation de l'amalgame.

pour oxyder les bas métaux. On en trouvera plus loin la formule. Les lingotières doivent être marquées aux initiales de la Compagnie, et chaque lingot, pesé à part, doit, aussitôt après son refroidissement, être entré, avec son poids constaté, sur le livre de production de la mine.

Les déchets de la fusion, c'est-à-dire les scories, les fonds de creusets quand ces derniers sont hors d'usage et même les cendres du four de fusion, ne doivent pas être jetés. On doit les broyer et les passer à la batée pour en retirer les grenailles d'or qui s'y rencontrent toujours.

On doit tenir la main à ce que la salle du moulin soit toujours parfaitement propre et *qu'il n'y circule personne* en dehors du personnel dont il est parlé plus loin. On ne doit aussi graisser qu'à des heures déterminées et veiller à ce qu'on ne mette pas d'huile sur les guides des tiges. Ce graissage doit se faire à la mélasse ou au savon.

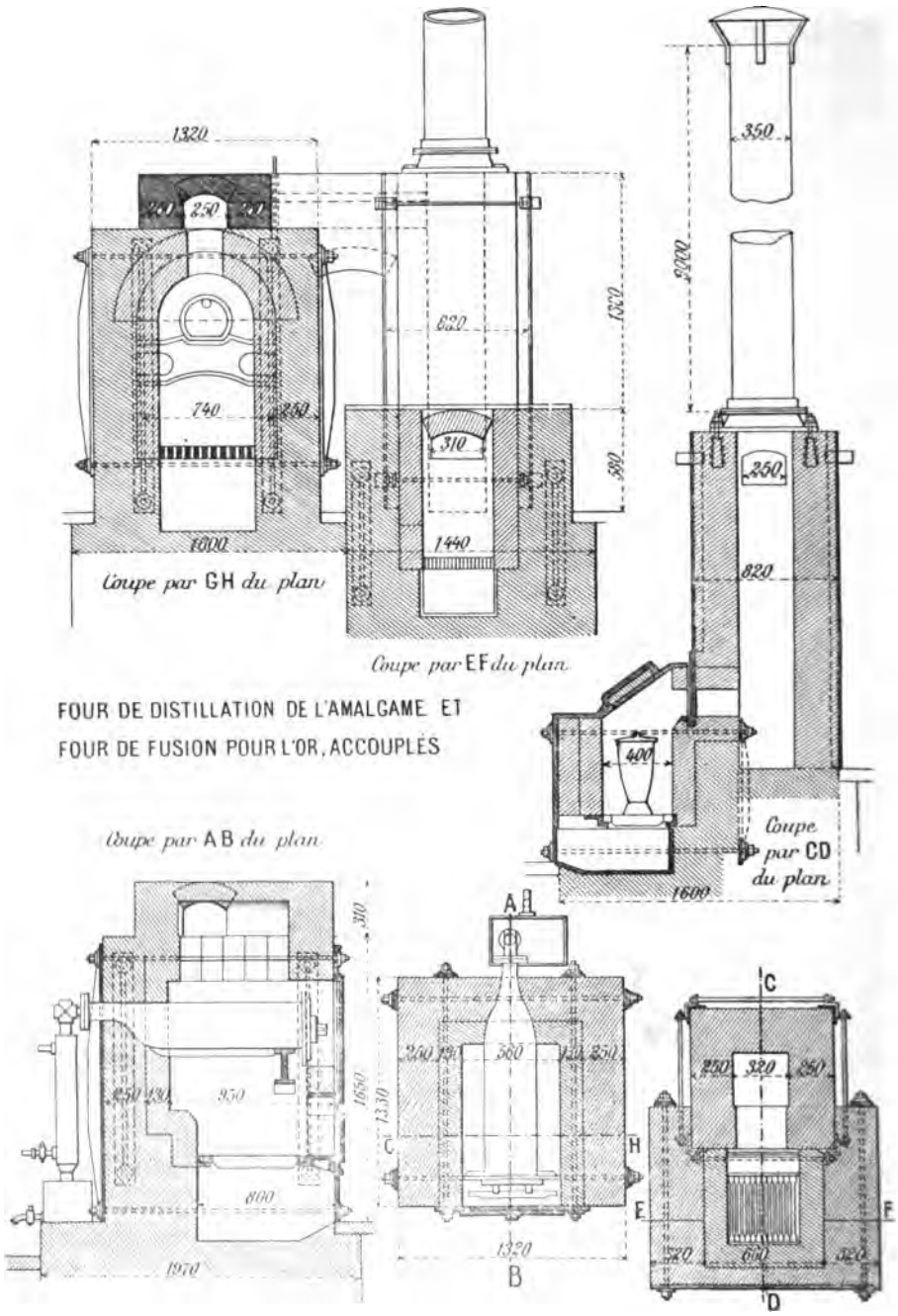

1320
250
250
250
740
250
1000
Coupe par GH du plan
820
310
1440
1300
580
Coupe par EF du plan
350
2000
250
820
400
1600
Coupe par CD du plan
FOUR DE DISTILLATION DE L'AMALGAME ET
FOUR DE FUSION POUR L'OR, ACCOUPLÉS
Coupe par AB du plan
310
250
130
950
1650
800
1970
A
250
130
560
130
250
1330
C
H
1320
B
C
250
320
250
E
F
320
660
320
D

Fig. 229.

Il est aussi très important de n'employer à la récolte (clean-up) que des *ouvriers de confiance* et *toujours les mêmes*. Un moulin à or bien conduit et travaillant un minerai uniforme doit, à peu de chose près, donner toujours la même récolte et, s'il y a des différences inexpliquées, il faut veiller au vol, qui en est certainement la cause.

Personnel. — Les moulins travaillent généralement vingt-quatre heures par jour, et le personnel se relaie par postes de douze heures. Le poste de jour comprend : *un ouvrier amalgamateur* qui surveille exclusivement la marche de la batterie et règle l'alimentation, en minerai, en eau et en mercure. Il entretient les plaques d'amalgamation intérieures et extérieures en bon état de fonctionnement et prend soin du graissage des guides, des cames et des paliers. Un *manœuvre* alimente le *concasseur*, et, si le réservoir à minerai qui se trouve au-dessous de cet appareil permet un emmagasinage suffisant, on doit pouvoir, dans le seul poste de jour, concasser tout le minerai nécessaire à l'alimentation des batteries pendant les vingt-quatre heures.

Un *mécanicien* est chargé de la conduite de la chaudière et de la machine ainsi que du graissage du palier de l'arbre principal; il suffit à cette tâche sans l'aide d'aucun *chauffeur*.

Enfin un *manœuvre* est généralement nécessaire pour approcher le combustible et aider à différentes manœuvres.

Le poste de nuit peut, au besoin, ne comprendre qu'un amalgamateur et un mécanicien.

Dans un moulin de 20 pilons, le *contremaître* pourrait, à la rigueur, remplir les fonctions d'amalgamateur pendant le poste de jour; mais comme, en général, ce contremaître doit également surveiller : l'atelier de concentration, l'arrivée du minerai, les prises d'essai, etc., on est obligé de le doubler en plaçant sous ses ordres un *ouvrier amalgamateur*.

Le personnel d'ouvriers spéciaux que nous venons d'énumérer suffit pour la conduite d'un moulin de 40 pilons ; la seule augmentation nécessaire consiste dans l'adjonction, par vingt-quatre heures, d'un manœuvre pour le second concasseur et d'un second manœuvre pour les travaux auxiliaires.

Lorsque le moulin prend une grande importance, comme cela a lieu dans les *Black-Hills* (Dakota), aux mines du *Treadwell* (Alas-

ka), en Australie, au Transvaal, etc., où l'on trouve plusieurs centaines de pilons réunis dans un ou plusieurs moulins, il y a économie à installer des ateliers spéciaux de menuiserie, de forge, d'ajustage et même de fonderie, pour subvenir à tous les besoins d'entretien et de réparation.

Frais de premier établissement. — Le coût du traitement dans les moulins, dont j'ai donné la description dans le corps de cet ouvrage, varie, dans des limites très étendues, suivant les conditions économiques de la localité, l'importance de l'établissement, la régularité de son fonctionnement, la dureté du minerai à traiter et enfin l'état de finesse dans lequel l'or se rencontre dans le minerai.

Le prix de premier établissement du moulin est surtout influencé par les frais de transport de la machinerie et par la difficulté plus ou moins grande de se procurer les bois de construction, tant pour la batterie que pour le bâtiment lui-même.

En Angleterre et en Allemagne, les constructeurs de machines livrent actuellement la machinerie complète d'un moulin *d'après un prix déterminé par flèche;* ainsi, pour un moulin de 20 pilons du type que j'ai décrit en détail, l'ensemble de la machinerie, c'est-à-dire les chaudières, la machine à vapeur, les arbres de transmission, les concasseurs, les alimentateurs automatiques et toutes les pièces métalliques de la batterie, y compris même les boulons de charpente, les plaques d'amalgamation, etc., coûtent environ 2.500 francs par flèche, soit 50.000 francs pour le moulin de 20 pilons tout entier rendu franco de port et d'emballage dans un des grands ports d'exportation.

En Allemagne, les constructeurs fournissent des devis plus détaillés qu'en Angleterre, ce qui est plus avantageux au point de vue des pièces de rechange, qu'on est fatalement conduit à demander au constructeur, ce dernier ayant toujours quelque dispositif à lui spécial, ce qui oblige le client à passer, sans défense, par ses mains. Il est donc bon de faire ses conditions à l'avance au point de vue du prix des pièces de rechange. Les machines motrices et surtout les chaudières dans ces fournitures en bloc, à forfait, sont aussi presque toujours trop faibles. En principe, *un moulin bon marché ne fera pas d'usage* et on ne s'en apercevra qu'après un an de travail, durée qui dépasse *la limite de garantie* qu'acceptent d'ordinaire les constructeurs.

Le matériel annexe, les classificateurs et les deux tables Wilfley nécessaires pour concentrer le minerai broyé dans ce moulin coûtent, avec transmission, environ 20.000 francs.

Le poids total de ce matériel s'élevant à 125 tonnes environ, on conçoit que le prix d'achat puisse être plus que doublé si le moulin est établi à une assez grande distance d'un chemin de fer ou d'une voie navigable. Ainsi, un moulin, installé dans le sud du Colorado, à environ 400 kilomètres du terminus du chemin de fer, a payé comme frais de transport 700 francs par tonne, à savoir : 200 francs de transport par chemin de fer et 500 francs par chariot.

En Guyane les frais du même genre atteignent parfois 1.000 francs par tonne.

La machinerie d'un moulin de 20 pilons, situé en pays d'accès difficile, peut donc revenir, rendue à pied-d'œuvre, à plus de 150.000 francs.

L'appropriation du terrain, l'achat des bois, la construction du bâtiment, les fondations de la machine, la maçonnerie des chaudières, la mise en place de la machine et le montage des appareils, en un mot, toutes les dépenses de construction proprement dites peuvent également s'élever à une somme de 150.000 francs dans les pays où la main-d'œuvre est élevée et le bois assez bon marché.

En résumé, le coût d'établissement d'un moulin de 20 pilons, avec classificateurs et concentrateurs, *ne peut guère descendre au-dessous de* 300.000 *francs*, *dans les localités difficiles* où se trouvent généralement les mines d'or. Aussi doit-on considérer comme un minimum *plus que problématique* la formule de 1.000 *dollars* ou de 5.000 *francs par flèche* fréquemment donnée, par les constructeurs, comme estimation préventive du prix unitaire des moulins simples, sans appareils de cyanuration.

Coût du traitement. — Le moulin de 20 pilons que nous avons pris pour type peut broyer et concentrer, ainsi qu'il a été dit, 50 tonnes de quartz de dureté moyenne par vingt-quatre heures. Le tableau suivant donne la répartition des frais spéciaux de traitement du quartz dans ce moulin, quand on lui applique, pour fixer les idées, les prix usuels de main-d'œuvre et de matières premières des principaux centres miniers des États-Unis.

FRAIS SPÉCIAUX

DU TRAITEMENT DES QUARTZ DANS UN MOULIN A OR DE 20 PILONS, AVEC CONCENTRATEURS

DÉSIGNATIONS DIVERSES	PAR 24 HEURES POUR 50 TONNES		PAR TONNE
Main-d'œuvre	francs		francs
1 contremaître à 30 fr.	30		
2 amalgamateurs, à 20 fr. (1 par poste)	40		
2 mécaniciens chauffeurs, à 22fr,50 (1 par poste)	45		
1 ouvrier au concasseur, 17fr,50	17,50	190	3,80
2 ouvriers aux concentrateurs (1 par poste) à 20 fr.	40		
1 manœuvre, 17fr,50	17,50		
Combustible			
5 cordes de bois (17 à 18 stères) à 20 fr. la corde		100	2,00
Fournitures			
Mercure (environ 30 kg. pour 1.000 tonnes) à 5 fr. le kilog	7 50		
Produits chimiques	1		
Graisses et huiles	1 50	25	0,50
Eclairage	10		
Quincaillerie	5		
Usure			
Grilles, sabots, dés		60	1,20
Entretien et divers		25	0,50
TOTAUX		400 fr.	8 fr.

A ces *frais spéciaux*, relatifs au broyage, à l'amalgamation de l'or libre et à la concentration des sulfures aurifères, il convient d'ajouter les frais du traitement des *concentrés*, dans l'hypothèse où ce produit accessoire n'est pas vendu à des usines de fusion. Si l'on se reporte aux frais qui seront établis dans le chapitre suivant, on verra que le chiffre de 40 *francs par tonne* peut être pris comme maximum du prix de revient de ce traitement des concentrés; or la proportion de concentrés recueillis, en général, étant de 2 à 3 0/0, les frais rapportés à la tonne de quartz devront être augmentés de 0 fr. 80 à 1 franc, pour représenter la totalité des frais spéciaux du traitement de la tonne initiale de quartz aurifères.

Dans toute entreprise bien conduite, l'*amortissement du matériel*

doit entrer en ligne de compte et, dans le cas particulier pris comme exemple, il paraîtrait convenable d'amortir à raison de 10 0/0 par an. Il y a donc une somme de 30.000 francs à répartir sur un total d'environ 15.000 tonnes, qui est la production annuelle probable avec une alimentation régulière, en tenant compte des arrêts ordinaires et des chômages accidentels. Il y aura donc 2 francs par tonne à ajouter encore de ce chef.

Quant aux *frais généraux*, ils se répartissent entre la mine, le moulin et le service des transports; ils sont d'ailleurs tellement variables qu'il est difficile de les préciser.

En résumé, l'on voit qu'en restant dans les conditions moyennes où nous nous sommes placés, et *abstraction faite des frais généraux, le coût du traitement du quartz aurifère dans un moulin de* 20 *pilons, dont la consistance répond bien aux exigences d'une mine déjà importante et largement ouverte, s'élève de* 11 *à* 12 *francs par tonne de quartz traité.*

Toutefois nous devons insister une fois de plus sur les différences considérables qui découlent, pour le prix de revient, des conditions particulières qui caractérisent chaque moulin.

On trouvera dans les monographies de la fin de cet ouvrage des chiffres extraordinaires de bon marché.

Ainsi, aux Black-Hills (Dakota) (Voir page 762), où les prix de la main-d'œuvre et des fournitures sont sensiblement les mêmes que dans l'exemple que nous avons choisi, on est arrivé à abaisser jusqu'à 2 fr. 10 le prix du traitement de la tonne de quartz; il est vrai que, vu l'absence de sulfures, ce traitement ne comporte pas de concentration. Un résultat aussi économique est dû à l'importance du moulin, composé de 800 pilons, et à la nature du minerai, qui est tendre et qui n'a pas besoin d'être finement broyé.

Aux fameuses mines de Treadwell (Alaska) (Voir p. 759), on est arrivé à broyer pour le prix extraordinairement bas de 1 fr. 12 par tonne.

En revanche, dans certains moulins de Californie qui travaillent à façon et dont l'approvisionnement est irrégulier, le prix atteint, d'après Th. Egleston, le chiffre de 25 francs comme moyenne du traitement de la tonne de quartz aurifère.

CHAPITRE II

TRAITEMENT DES QUARTZ CONTENANT DE L'OR NON AMALGAMABLE (REFRACTORY ORES)

Généralités. — Ce sont les minerais d'or réfractaires qui ont, il faut le dire, été la cause des progrès extraordinaires réalisés depuis 1890 dans les méthodes de traitement des minerais aurifères. Les ouvrages parus aux environs de cette date reflètent tous le besoin urgent d'une transformation des méthodes en usage à cette époque : on sentait que tous les anciens procédés, tyroliens, mexicains et autres, étaient devenus des souvenirs insuffisants du passé, incapables de résoudre les graves problèmes qui commençaient à se poser.

Aujourd'hui, la situation a complètement changé de face, et le chapitre réservé au traitement des minerais d'or rebelles pourrait presque s'appeler le chapitre de la cyanuration, car, sauf la chloruration, qui peut, dans certaines circonstances, rivaliser avec son concurrent de récente naissance ; la bromo-cyanuration, qui prétend jouer à l'avenir un rôle prépondérant et certains procédés spéciaux pour le traitement de minerais auro-antimonieux, on peut se dispenser, dans un ouvrage comme celui-ci, de parler des autres méthodes : elles n'ont plus qu'un intérêt rétrospectif ou historique.

Causes de pertes. — Avant d'entrer dans la description des opérations, tâchons de résumer les causes de pertes de l'or, tant dans le traitement des minerais à or libre que dans celui des minerais rebelles. Ce résumé nous permettra de nous rendre compte des difficultés qu'il fallait vaincre et nous conduira, tout naturellement à l'exposé des procédés nouveaux.

Dans le cas des minerais d'or amalgamables, les pertes se rattachent aux causes suivantes :

1° L'or flottant (*floating gold*), tenu en suspension dans l'eau, est entraîné par le courant;

2° L'or fin reste dans l'intérieur des particules de roches, que l'on ne peut pratiquement réduire au-dessous d'une certaine dimension ou demeure attaché à leur surface.

3° L'argile ou les matières plastiques rendent boueuses les eaux de la batterie et entraînent les parcelles d'or tenues mécaniquement en suspension jusqu'à ce qu'elles se déposent dans les tailings ou qu'elles soient entraînées dans le courant d'eau;

4° Certaines substances étrangères, occasionnellement introduites dans la batterie, ou existant dans le minerai, recouvrent comme d'une couche préservatrice les parcelles d'or en s'opposant à l'amalgamation, si bien que les parcelles les plus lourdes seules se déposent. Les autres sont entraînées dans les tailings ou même dans le cours d'eau;

5° L'impureté du mercure empêche l'amalgamation des parcelles d'or qui seraient amalgamables avec du mercure propre;

6° L'action du broyage lui-même et des mouvements dans la batterie, et certaines causes particulières réduisent une partie de l'amalgame formé *en farine*, condition dans laquelle il est entraîné soit dans les tailings, soit même dans le cours d'eau.

Pour évaluer quelle importance on doit attribuer, dans certains cas, à la première des causes de perte ci-dessus énumérées, je ne saurais mieux faire que de citer, d'après *F. O'Driscoll*, les expériences suivantes :

Aux *Spring Gully Mines* (Queensland) où l'on travaille un quartz aurifère blanc ne paraissant rien offrir de particulier dans sa composition, l'existence d'une perte régulière fut constatée dans le rendement d'une batterie construite sur le modèle le plus perfectionné avec tous ses accessoires d'amalgamation. Dans le but de déterminer, d'une manière pratique, les causes de cette perte constante, on disposa l'expérience de la manière suivante :

Deux batteries de cinq pilons, placées côte à côte, furent également alimentées avec le même minerai contenu dans un *ore-bin* de 100 tonnes, la *pulpe* passant, dans chaque cas, sur les plaques d'amalgamation. Pour l'une de ces batteries, la pulpe était conduite dans une fosse à partir de laquelle le courant d'eau s'écoulait librement par la surface; pour l'autre batterie, alimentée avec la même

quantité d'eau, la pulpe se rendait dans une fosse de 500 mètres cubes de capacité, dans laquelle l'eau ne s'échappait plus par la surface, mais seulement par le fond de la fosse, après dépôt des matières tenues en suspension et après filtration.

Dans les deux cas, la valeur retirée dans les batteries était la même et correspondait à 1 oz. 10 dwts (46gr,5) d'or à la tonne.

Les tailings des deux fosses furent alors soigneusement échantillonnés et essayés; dans le premier cas, c'est-à-dire dans celui où l'eau s'échappait librement par la surface, le rendement à l'essai des tailings fut constamment d'environ 7 dwts (10gr,8) par tonne, et dans le second, c'est-à-dire lorsque l'eau avait filtré à travers la pulpe et les tailings, ce rendement fut constamment trouvé de 15 dwts (23gr,2) environ par tonne.

Ceci montre une perte de 8 dwts (12gr,4) par tonne correspondant à l'or entraîné par le courant d'eau, c'est-à-dire plus de 25 0/0 de la quantité recueillie par le traitement lui-même et, comme valeur perdue, une somme d'environ 40 *francs par tonne.*

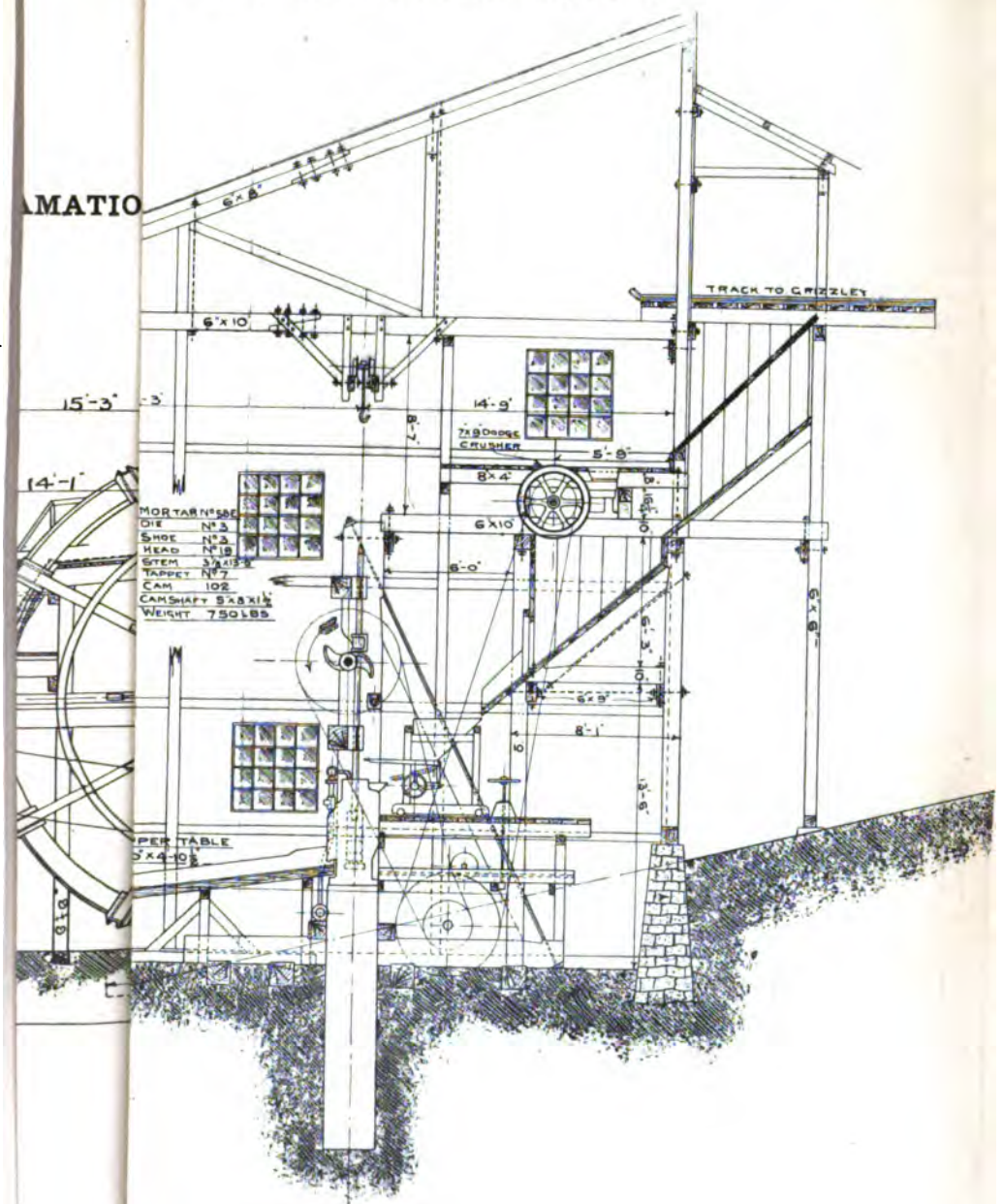
Dans une publication officielle du Gouvernement des États-Unis sont relatées les expériences de *G. Mc Dougal* de *Grass-Valley* (Californie), qui montrent clairement la perte due à l'or entraîné par l'eau dans les moulins de cette localité.

L'eau était recueillie à trois quarts de mille au-dessous des moulins; douze prises, chacune de 20 gallons, furent essayées et donnèrent une valeur en or variant de $ 0,0062 à $ 0,00312, en moyenne $ 0,00118, par 20 gallons, soit environ 6 *centimes par mètre cube.* Le courant de cette eau boueuse provenant du traitement journalier de 58 tonnes était estimé à 576.000 gallons par 24 heures, de sorte qu'il se perdait ainsi par cette voie 340 $ environ par jour, soit à peu près 6 $ par tonne, c'est-à-dire 20 0/0 *de la richesse contenue dans le minerai.*

Sans compter les pertes dues à la richesse des tailings, on voit que, pour ce cas particulier, la perte dur à l'or flottant, pour deux moulins seulement, de faible capacité, s'élevait, en comptant deux cent cinquante jours de travail par an, à plus de 400.000 francs.

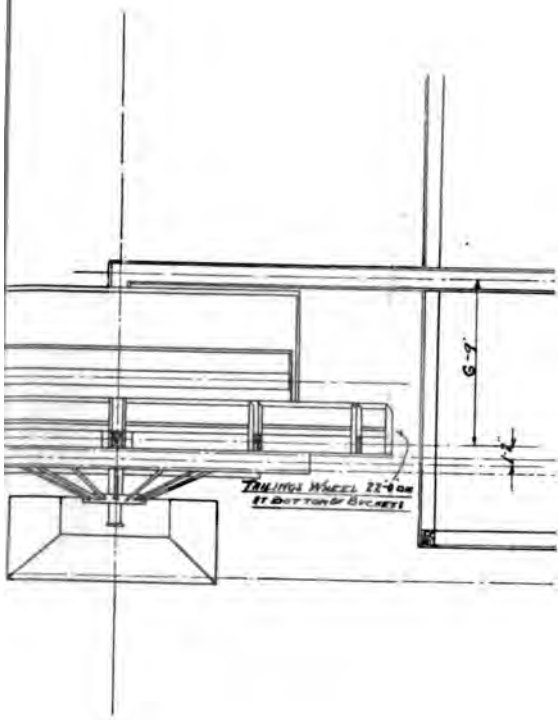
Causes de perte dans le traitement des quartz rebelles ou exceptionnels. — Si, des quartz aurifères aussi simples dans leur composition que ceux auxquels s'appliquent les expériences précédentes, nous passons à la classe des quartz rebelles, nous voyons

Coupe transversale de la batterie



ELEVATION

ON ET CYANURATION SIMPLE



s'ajouter de nouveaux éléments à la liste des causes de pertes déjà citées.

En premier lieu les sulfures, arséniosulfures, et antimoniosulfures que renferme cette classe de minerais ont une tendance encore plus considérable que la gangue elle-même à se réduire en *slimes* qui flottent et ne se déposent pas.

En second lieu les pertes peuvent provenir des éléments naturels ou des minéraux associés aux quartz aurifères. Voici d'après les investigations de *J. Cosmo Newbery*, en Australie, comment ces éléments peuvent influencer l'amalgamation.

On peut considérer d'abord l'influence des métaux quelquefois alliés à l'or natif dans les filons de quartz, et en particulier celle de l'arsenic, de l'antimoine, du bismuth et du plomb.

L'or contenant de l'arsenic est beaucoup plus difficile à almagamer que l'or pur; si la quantité d'arsenic est considérable, l'amalgame est noir, pulvérulent et flotte à la surface du mercure. L'arsenic noir, en poudre, ne s'allie pas au mercure à la température ordinaire pour former un amalgame, mais se mêle avec lui, recouvrant chaque globule, empêchant ces globules de se réunir les unes aux autres, ou, en d'autres termes, réduit le mercure en farine.

L'antimoine et le bismuth agissent d'une façon analogue, mais c'est l'influence de leurs sulfures qui est surtout nuisible.

Fuchs et Cumenge ont démontré, par des expériences directes, qu'un produit artificiel composé de soufre, d'antimoine, de fer et d'or *ne s'amalgame pas*, ou du moins n'abandonne au mercure qu'une très faible proportion d'or, lorsqu'on le triture au mortier. Ils ont attribué à ce composé multiple la différence que l'on observe entre la facilité d'amalgamation de certains pyrites et le caractère absolument *rebelle* de quelques autres pyrites antimoniales.

Le plomb a aussi une influence désastreuse sur l'amalgamation, car une petite quantité de ce métal ajoutée au mercure, cause une perte d'amalgame d'or et une perte de mercure qui sont dues à l'amalgame de plomb, nageant à la surface du mercure comme une écume mousseuse, entraînant avec elle une certaine proportion d'amalgame d'or, et empêchant d'ailleurs le mercure, par cette sorte de couverture, de venir en contact avec les parcelles d'or qui passeraient à sa surface. Cette écume est, en outre, facilement divisée et entraînée par le courant d'eau.

Si nous examinons l'influence des sulfures, nous voyons d'abord que les pyrites arsenicales paraissent agir comme l'arsenic métallique lui-même, en produisant par le broyage une grande quantité de mercure noir en farine. Le sulfure d'antimoine agit encore plus énergiquement que les pyrites arsenicales pour produire cet effet; en outre, une véritable décomposition chimique paraît s'effectuer par un broyage prolongé, le mercure en excès retenant de l'antimoine métallique et l'écume rouge brun qui se produit étant un mélange de sulfure de mercure et de sulfure d'antimoine.

En troisième lieu la décomposition partielle des sulfures contenus dans les quartz donne lieu, soit à des eaux acides, soit à des eaux chargées d'hydrogène sulfuré dont l'effet est également nuisible.

Toutes les causes de pertes que nous venons d'énumérer se trouvent réunies à un haut degré dans la classe des minerais rebelles; elles ont nécessité soit des artifices particuliers pour l'application des procédés d'amalgamation, dont la réussite n'est jamais complète, soit l'abandon de ces procédés.

Enfin, dans certains cas spéciaux, très intéressants à étudier, parce qu'ils s'appliquent à des découvertes de minerais presque absolument rebelles à l'amalgamation, quoiqu'ils ne diffèrent guère en apparence de la condition des quartz aurifères normaux, il a fallu rechercher dans d'autres causes l'explication de l'insuccès des méthodes que l'on a tenté de leur appliquer. Le cas le plus célèbre est celui des minerais de Mount Morgan.

Minerais rebelles de Mount Morgan (Queensland, Australie). Dans cette mine, le minerai provenant des affleurements devrait être classé dans les *free milling ores*, si l'on se bornait à examiner sa composition. On n'y rencontre pas trace de soufre, d'arsenic, ni d'antimoine; l'or libre que l'on y trouve en petites parcelles est parfaitement pur et même ne contient pas les quantités d'argent ordinairement associées à l'or des filons, et cependant, comme on le verra par les tentatives infructueuses de traitement que nous citerons, il est au plus haut degré rebelle à l'amalgamation.

La gangue, de couleur brune aux affleurements de célèbre gîte, est composée de silice et d'oxyde de fer, tantôt combinés, tantôt variant de la silice pure à une véritable *limonite;* on rencontre

souvent dans le minerai des masses en forme de stalactites qui présentent, dans une section transversale polie, des zones concentriques, les unes formées de silice pure, les autres de limonite pure, les premières montrant beaucoup d'or visible, les secondes donnant également, à l'essai, une grande richesse.

Si un morceau du minerai brun est laissé en digestion pendant quelques jours avec de l'acide chlorhydrique, l'oxyde de fer se dissout entièrement et laisse un résidu spongieux presque entièrement composé de silice pure de même forme et à peu près de mêmes dimensions que le morceau primitif, dans lequel on peut apercevoir de menues parcelles d'or en feuille. Le résidu siliceux pressé entre les doigts ne laisse pas de matière sableuse, mais se réduit en pâte.

La richesse de ce minerai varie de 8 à 10 onces (250 à 300 grammes) d'or à la tonne. Anciennement ce minerai était broyé et amalgamé avec le plus grand soin dans un moulin à batterie perfectionné, les tailings étaient même broyés à nouveau dans des *pans* avec du mercure, jusqu'à ce qu'ils fussent réduits à l'état de poudre impalpable, opération facilitée par l'extrême friabilité du minerai.

Malgré toutes ces précautions, le rendement n'était que de 2 onces à la tonne, les tailings rendant, à l'essai, 5 à 6 onces à la tonne, et cette situation déplorable se continua jusqu'à l'entassement de 20.000 tonnes de tailings d'une teneur moyenne égale à celle que nous venons de citer.

L'eau étant très rare dans ce district, on l'employa à nouveau pour le travail des batteries et pour l'alimentation des chaudières, en la laissant se déposer dans des fosses ; mais elle présenta bientôt une couleur de rouille, et elle contenait beaucoup d'or en suspension. Les dépôts des bouilleurs eux-mêmes présentaient une richesse de 11 onces d'or à la tonne !

En présence de la rareté de l'eau, on employa ensuite le broyage à sec, les poussières étant conduites dans un bâtiment fermé; les parcelles les plus fines s'échappant par les interstices présentaient une richesse souvent plus considérable que la moyenne du minerai, et cette poussière, dissoute par l'acide chlorhydrique, laissait au fond du vase comme une peinture d'or.

Des essais de chloruration par le procédé de Plattner donnèrent des résultats encore plus désastreux que l'amalgamation.

Des lots de minerai furent envoyés en Allemagne, en Angleterre et à San Francisco. En Allemagne, les procédés de fusion avec d'autres minerais donnèrent un rendement très satisfaisant; mais, en égard à la nature très siliceuse de la gangue, il ne parut pas possible d'établir en grand ce procédé. Les recherches en Angleterre et à San Francisco ne donnèrent pas mieux la solution du problème.

Enfin, on eut recours au *Technological Museum* de Melbourne. Le chef de cette institution, M. *J. Cosmo Newbery*, aidé de M. *Claude Vautin*, reprit toutes les expériences de chloruration et d'amalgamation précédemment tentées, en poussant même l'amalgamation jusqu'à faire bouillir le mercure avec les *slimes* dans un récipent, sans parvenir à de meilleurs résultats.

En examinant attentivement la nature de la gangue, ils reconnurent qu'elle était composée de silice hydratée et d'oxyde de fer hydraté, et que lorsque, par la calcination, l'eau de combinaison était expulsée, les résidus calcinés pouvaient abandonner par les méthodes d'amalgamation ordinaires la plus grande partie de l'or contenu, les tailings en ce cas ne donnant plus à l'essai que 10 à 20 dwts (15 grammes à 30 grammes) à la tonne au lieu de 5 à 6 onces comme précédemment.

En soumettant ces résidus à la chloruration par la méthode de Plattner c'est-à-dire par l'attaque au chlore gazeux, les résultats furent encore plus satisfaisants, au point de vue de la teneur des tailings réduite à 2 ou 3 grains à la tonne; mais un autre genre de difficulté vint forcer à abandonner ce dernier procédé. Le minerai était si friable qu'une énorme proportion des slimes imperméables était produite, empêchant le contact intime du chlore.

Malgré ces difficultés, la mine de Mont-Morgan produisait, dès 1889, 75.415 tonnes rendant 323.542 onces d'or valant 1.331.484 $, avec des frais ne dépassant pas, en totalité, 227.769 $, laissant un bénéfice de 1.100.000 $ à distribuer en dividendes. Le rendement effectif par tonne était de 4 onces 6 pennyweights (environ 134 grammes), et les frais de production ne représentaient que 17 0/0 de la valeur de l'or retiré !

Une mine aussi extraordinairement riche devait avoir une histoire. Celle de ses débuts est curieuse à connaître. La propriété consistait à l'origine en un lot de terrain (n° 247) d'une surface de

640 acres (environ 256 hectares) acquis en 1873 pour y créer des pâturages, par Donald Gordon. S'étant mis en relation avec les frères Morgan, qui étaient aussi propriétaires dans le pays, il leur montra un jour un caillou contenant de l'or qu'il avait ramassé dans le ruisseau Mundic. Contre le paiement d'une somme de 20 $ et la permission de boire gratuitement, ce jour-là, autant de whisky qu'il en pourrait absorber, Gordon accepta de conduire les Morgan sur le lieu de la découverte. Il les amena en effet sur le versant de la colline à un affleurement de minerai de fer siliceux contenant de l'or visible. Un échantillon envoyé à Sydney montra qu'il était plus riche encore qu'on ne le pouvait supposer à la vue et la propriété fut achetée à Gordon pour 1 $ *par acre*.

Les trois frères Morgan vendirent ensuite, d'abord une part, puis ils donnèrent une option sur le reste de leur propriété. En 1886, il fut constitué une société au capital de 1 million de livres st. en actions de 1 $. Ces titres montèrent à la fin de 1888 à 17$,5, ce qui capitalisait la mine aux environs de 400 millions de francs.

La mine est toujours prospère; en 1903, on a encore distribué le dividende mensuel régulier de 3 pences par mois et par titre, ce qui donne un total de £ 150.000 pour l'année entière. Depuis 1886, les dividendes distribués ont atteint le chiffre véritablement remarquable de £ 6.229.166. On traite actuellement plus de 20.000 tonnes par mois, divisées en deux classes : les oxydés et les « mundic », ces derniers forment à présent la majeure partie du tonnage. Les teneurs ont aussi beaucoup diminué. En 1903, on n'avait plus que 10,62 dwts. à la tonne, valant environ 52 fr. 75, soit 17 fr. 50 de moins qu'en 1901. Le prix de revient, tous frais compris, mine et usine, est à présent de 33 fr. 60. Une grande partie des minerais provenant des niveaux inférieurs contient 2 0/0 de cuivre contre 1 0/0 trouvé dans les niveaux supérieurs. Les minerais de surface sont d'ailleurs notablement plus avantageux que les autres; leur teneur en 1903 a atteint une valeur moyenne de 62 francs et leur prix d'extraction et de traitement ne dépassait pas 18 fr. 40. La mine est loin d'être épuisée, les travaux de développement au niveau de 750 pieds ayant donné des résultats excellents. Ce qu'il y a de curieux, c'est que les nombreuses autres mines qui se sont accolées contre la première dans le but d'exploiter la continuation du gîte que toutes, naturellement, prétendent

posséder (Mount Morgan West, Mount Morgan Extension, Mount Morgan North Consols, etc.), n'ont jamais donné de résultats payants, malgré les innombrables travaux de recherches dont elles ont été le théâtre.

Le traitement employé à Mount Morgan est la *chloruration*, qui est exposée plus loin.

Classification des méthodes. — Les divers procédés industriels modernes que je vais exposer, à savoir la *chloruration*, la *cyanuration* et la *bromo-cyanuration*, sont basés tous trois sur la *solubilité de l'or libre* ou *engagé dans des combinaisons chimiques* diverses, dans, respectivement, le *chlore*, les *cyanures* ou les *bromo-cyanures alcalins*.

ÉTUDE DE LA CHLORURATION

Historique. — La solubilité de l'or dans le chlore est un phénomène connu depuis de longues années. Aussi les méthodes tendant à appliquer cette réaction chimique au traitement industriel des minerais ont, depuis déjà bien longtemps, tenté d'innombrables chercheurs.

La liste serait longue des procédés brevetés que je pourrais citer, depuis celui d'Elsner qui, en 1845, séparait l'or de l'arsenic par un courant de chlore gazeux, jusqu'à celui de Newbery et Vautin qui, en 1887, ont pratiquement résolu le problème de l'emploi de ce réactif; Percy, Plattner, Duflos, Lange, Georgi, Richter, Guettler, Clark, Henderson et Calvert, de Lacy en 1864, Mears en 1877, R. Thies en 1879 ont étudié successivement la question de la chloruration et proposé des méthodes ou des perfectionnements qui, entre les mains de chimistes habiles, pouvaient donner de bons résultats, mais qui, pour la plupart, n'ont pas, en général, reçu la sanction de la pratique dans de véritables usines de traitement. La méthode de Plattner, appliquée pendant un certain temps au traitement des concentrés des moulins à or, a été, jusqu'à 1885, la seule qui fût entrée dans le domaine de l'industrie.

Cette méthode, d'ailleurs, ne s'appliquait guère à des masses considérables, à cause du temps qu'elle exigeait, car la chloruration

proprement dite, dans ce procédé, exigeait de quatorze à quarante-huit heures, et le lavage, qui lui fait suite, prenait un temps considérable pouvant, dans certains cas, aller jusqu'à soixante heures. La pratique a même fait voir que des réactions auxiliaires venaient souvent détruire, en partie, l'action effective du chlore sur le métal précieux. Sans parler de l'effet du chlorure d'argent formé qui, lorsque ce métal est allié à l'or, recouvre d'une pellicule protectrice les grains d'or et empêche leur complète attaque, on a reconnu qu'il se produisait, dans la longue durée du procédé, une certaine proportion d'acide chlorhydrique qui formait des protochlorures métalliques réagissant sur le chlorure d'or déjà formé et le réduisant à nouveau à l'état métallique.

Après Plattner, plusieurs méthodes d'attaque par le chlore que nous passerons rapidement en revue ont occupé l'attention des métallurgistes, jusqu'au moment où la chloruration au tonneau a pris définitivement le pas sur les autres.

Procédés Mears. — B. Howel Mears, de Philadelphie, en étudiant, en 1879 l'action du chlore sur des pyrites aurifères grillées fut conduit, par suite de la rupture d'un appareil de laboratoire, à reconnaître que l'action du chlore sous pression était aussi effective, au bout d'un court intervalle, que l'action du chlore gazeux passant à la pression atmosphérique pendant un temps assez long à travers un minerai humide. Cette découverte a été le point de départ des nouvelles méthodes de chloruration qui font agir le chlore *dans un espace fermé*.

Dans le procédé Mears le minerai grillé, mouillé avec une petite quantité d'eau, était introduit dans un tonneau tournant, construit en fer et doublé de plomb, dans lequel le chlore était maintenu sous pression.

Les avantages du mouvement imprimé à l'appareil étaient faciles à saisir : le minerai dans son mouvement continu présentait successivement chacune de ses parcelles à l'action du gaz chlore, et l'attaque de l'or était ainsi favorisée. Cette attaque ne pouvait plus produire, comme dans le cas d'un appareil au repos, une couche préservatrice de perchlorure d'or recouvrant les grains d'or d'assez grandes dimensions et s'opposant à une attaque complète, puisque le frottement des matières enlevait à chaque instant la pellicule

préservatrice. Le même effet détruisait la couche de chlorure d'argent qui recouvrait, pendant l'attaque au repos, les grains de métal précieux lorsque l'or se trouvait allié à une notable proportion d'argent dans le minerai lui-même ou dans les produits de son grillage.

La pression était obtenue dans les appareils primitifs à l'aide d'une pompe foulante dont le tuyau pénétrait dans l'un des tourillons du tonneau, à l'aide d'un *stuffing-box*.

Les fuites de chlore, presque inévitables dans ce dispositif, le rendaient *a priori* très difficile à appliquer industriellement.

Cependant il a été appliqué, vers 1879, aux mines « *Phénix* » dans le comté de *Cabarrus*, ainsi que dans différentes localités de la Californie et ce, sur une assez vaste échelle, notamment à la *Deloro mine*, qui traitait des mispickels aurifères; mais il a été rapidement supplanté par le :

Procédé Thies. — Dans le procédé Thies, le tonneau en fer, intérieurement garni de plomb, est muni d'un *trou d'homme*, pour le chargement et le déchargement, avec joint et vis de serrage.

Le chargement se fait en remplissant d'abord le tonneau d'une certaine quantité d'eau, dans laquelle on verse le poids requis de chlorure de chaux (Voir p. 650), puis on introduit le minerai et, enfin, on verse à sa surface la quantité d'acide sulfurique exigée pour la décomposition de l'hypochlorite. De cette façon, on a le temps de visser le couvercle avant que la réaction qui dégage le chlore, se manifeste. Un mécanisme particulier permet, au moyen d'une valve s'ouvrant brusquement et lutée avec de l'argile, d'effectuer de temps en temps des prises d'essai dans l'intérieur du tonneau sans ouvrir la valve principale.

Les opérations d'attaque et de filtration ne présentant rien de particulier, je réserverai leur description complète pour l'étude du procédé Newbery-Vautin, dans lequel le chlore est produit à l'aide des mêmes réactifs.

Procédé Suédois ou Procédé Munktell. — Le procédé Munktell consistait à soumettre le minerai, préalablement grillé, à l'action d'une solution très diluée d'hypochlorite de chaux, admise à la surface du bac en même temps qu'une dissolution d'un acide,

également très diluée et calculée de façon à saturer exactement la proportion d'hypochlorite pour en dégager le chlore. Le chlore se dégageait à l'état naissant, à mesure que le mélange des deux dissolutions pénétrait dans la masse et, sous cet état, pouvait attaquer l'or d'une façon plus complète. Ce procédé a été appliqué avec un certain succès dans l'Oural.

Procédé Newbery-Vautin. — A la suite des découvertes des grands gisements de Mount-Morgan (Queensland), dont j'ai fait plus haut l'historique, et après l'insuccès de toutes les méthodes, jusques et y compris la méthode de Plattner, pour le traitement de ces minerais réfractaires, Newbery et Vautin ont été conduits à étudier et à appliquer, en grand, un ensemble de moyens mécaniques et d'appropriations qui simplifient et accélèrent les anciennes méthodes. Le brevet de ces chimistes, acheté par la Compagnie de Mount-Morgan, a été et est encore intégralement appliqué, avec quelques perfectionnements, dans cette importante mine.

Procédé actuel de chloruration de Mount Morgan. — La chloruration, à Mount Morgan, est un des meilleurs exemples à donner de ce procédé, tant par les résultats qu'il procure que par l'importance des installations faites en vue de son application. Voici des indications sur les opérations qui le composent.

La réussite de la chloruration à cette mine est due, il faut le dire, aux caractères particuliers que présente son minerai et notamment à son extrême friabilité, qui facilite sa pulvérisation. Il est en outre, très poreux, ce qui augmente considérablement l'action dissolvante rapide et complète du chlore sur l'or contenu.

Une autre particularité remarquable du minerai de Mount Morgan, c'est que l'or qu'on en retire est *presque chimiquement pur* et *ne contient pas de trace d'argent*. Les lingots envoyés de la mine à la Monnaie de Sydney ont un titre de 997 à 998 millièmes de fin, *la différence étant du cuivre*.

L'impossibilité d'amalgamer l'or libre de ce minerai fit rejeter l'emploi des pilons, qu'on avait tout d'abord montés sur la mine. Aujourd'hui le broyage s'opère au moyen de cylindres broyeurs de Krom. Le minerai est d'abord séché avant de passer au cylindre, puis il est soumis au grillage.

Cette opération se fait à une basse température, à peine au rouge cerise, car il ne s'agit ici que de détruire les combinaisons organiques qui peuvent se trouver dans la substance et de chasser l'eau de cristallisation. On n'atteint donc pas la température du grillage à mort qui est nécessaire dans le grillage de minerais essentiellement pyriteux.

On emploie à présent des fours à râblage mécanique, genre Merton (Voir page 826), qui, depuis quelques années, remplacent universellement les anciens procédés de râblage et d'avancement des matières à la main.

L'opération dure trois heures, après lesquelles le minerai est déchargé, mis à refroidir et transporté au moyen de wagonnets à l'atelier de chloruration dans des barils.

La charge dans chaque baril est la suivante :

Minerai grillé.....	1.000 kilogr.
Eau.....	400 litres
Acide sulfurique.....	20 kilogr.
Chlorure de chaux.....	16 —

La construction des barils de chloruration a beaucoup varié. On les fait à présent en bois d'eucalyptus pour les douelles et en bois de fer pour les fonds. On leur donne $1^m,05$ de diamètre intérieur, et ils sont cerclés en fer, comme un foudre ordinaire. Ils sont soigneusement goudronnés pour en assurer l'étanchéité, et on les double à l'intérieur avec une feuille de plomb, protégée elle-même contre le minerai par un garnissage en bois.

Ils sont actionnés par une courroie posée à même sur le baril qui lui imprime une vitesse assez faible : six révolutions par minute, en général. L'opération est complète au bout de une heure et demie à deux heures.

Les matières tombent dans une série de bacs de filtration, contenant chacun 2 1/2 à 3 tonnes de pulpe, où la filtration s'opère à travers un lit de sable et de graviers. De là, la solution claire est conduite, au moyen de tuyaux en plomb antimonieux, aux filtres à charbon de bois, en forme de cône renversé, remplis sur une hauteur de $0^m,60$, par du charbon de bois finement pulvérisé. Les grains de la surface ont la grosseur de la poudre de chasse, la finesse de ces grains allant en décroissant jusqu'au fond du filtre.

Lorsque ce charbon de bois est saturé d'or, on le porte à la fonderie de lingots, où il est incinéré, ce qui laisse un résidu cendreux contenant 75 0/0 d'or.

Chaque filtre à charbon reçoit environ 350 à 500 décimètres cubes de charbon en poudre.

La solution qui sort des filtres à charbon est recueillie dans des citernes cimentées, où elle est reprise par des pompes pour être de nouveau introduite dans les barils.

Grillage chlorurant. — Le grillage chlorurant, c'est-à-dire celui qui s'opère en présence du sel marin, est aujourd'hui complètement abandonné.

Il cause des pertes sensibles d'or entraîné par volatilisation, ainsi que l'ont démontré d'une façon indiscutable les travaux de M. *Samuel B. Christy*. Ensuite, avec l'adoption générale des fours à râblage mécanique, il n'était pas possible de dégager dans le four du chlore gazeux qui aurait rapidement détruit toutes les armatures métalliques intérieures exposées à l'action de ce gaz. Enfin le dégagement du chlore exigeait la présence d'une quantité importante de soufre ou de sulfures métalliques, ce qui n'est pas le cas, comme nous le verrons, dans le traitement de nombre de minerais.

Aujourd'hui, *on grille toujours avant de chlorurer*, et on effectue cette dernière opération, soit par attaque à froid dans les tonneaux, soit par un dégagement, à froid aussi, de chlore produit électrolytiquement dans la pulpe grillée.

Importance de la chloruration. — Soixante mille tonnes de minerai, sont chaque mois, extraites du sol dans le district de Cripple Creek ; le rendement en lingots a une valeur de $ 1.900.800 distribués comme suit au point de vue de la méthode de traitement :

Modes de traitement	Tonnes traitées	Valeur totale
Chloruration.....	40.000	1.049.000
Cyanuration.....	9.000	192.000
Fusion.....	11.000	660.000

Grillage préalable des minerais. — Tout le minerai traité par chloruration est grillé. Même dans les procédés de cyanuration, 2.800 tonnes, rendant 168.000 $, sont grillées ; le reste, soit 6.200 tonnes, rendant 24.000 $, est traité à l'état cru.

Il résulte de cet exposé que le grillage est universel, sauf pour les résidus et pour les minerais oxydés à basses teneurs, *mais que tous les minerais oxydés à hautes teneurs, qu'ils aient ou non, à subir ensuite le traitement par cynuration ou par chloruration, sont grillés.* La prépondérance en faveur de la chloruration est évidente. La plupart des usines qui emploient ce procédé ont été construites après qu'on a essayé l'un et l'autre procédés pendant des années et qu'on a pu par conséquent en comparer les résultats par un traitement pratique et prolongé.

Une des plus grandes de ces usines de chloruration a été construite par des capitalistes qui avaient employé auparavant les deux procédés, côte à côte, dans une usine d'essai.

On peut donc assurer que le succès définitif de la chloruration n'est pas une question de sentiment, et qu'il n'est pas probable que, dans ce district, la cyanuration vienne détrôner la chloruration comme traitement métallurgique.

Lorsqu'on est conduit à griller le minerai, *la chloruration est tout aussi économique que la cyanuration* et, avec l'application du chlore produit par l'*électrolyse*, qui est actuellement employée avec un succès démontré, la cyanuration ne supporte plus la comparaison, même au point de vue économique.

La chloruration prend aussi avantage sur les fonderies pour le traitement des concentrés. Il y a cinq ans, la valeur des concentrés de Cripple Creek traités par fusion était supérieure à celle de tous les autres procédés réunis. A l'heure actuelle, les pyrites traitées par le procédé de chloruration sont au moins le double, comme valeur, des quantités traitées par les autres procédés et, comme tonnage, elles sont quatre fois supérieures aux tonnages traités par fusion.

Le procédé du baril, qui va être décrit, constitue la méthode la meilleure et la plus moderne. Les moulins ont une capacité journalière de 15 à 1800 tonnes; la teneur moyenne des minerais varie de 0,75 à 5 onces (15 à 100 dollars) d'or par tonne; mais l'énorme majorité des minerais traités se tient comme teneur entre 1 once et 1 once et demie (20 à 30 $).

Les teneurs ordinaires en argent varient de 0,25 à 0,50 once par tonne, et le soufre dans le minerai tout-venant varie de 1,5 à 3 0/0.

Le type général de ces moulins est assez uniforme, et les différences entre les diverses installations ne portent que sur des points de détail. Le coût total du traitement varie de $2,75 à $3,50 par tonne, et le coefficient d'extraction, établi d'après le poids des lingots produits, oscille entre 90 et 95 0/0.

Les variations dans les prix de revient du traitement sont dues principalement à la nature du minerai. Les minerais oxydés peuvent être traités plus économiquement et donner un coefficient d'extraction plus élevé que les minerais sulfurés provenant des niveaux inférieurs des mines.

La capacité des fours de grillage dépend, comme on le comprend aisément, de la proportion de soufre contenue dans les minerais. Leur capacité est plus grande, et la consommation de combustible est plus faible pour les minerais oxydés que pour les sulfurés.

La consommation de produits chimiques dans les barils est moindre aussi pour les minerais oxydés que pour les sulfurés, même quand ces derniers ont été grillés à mort.

La composition physique joue aussi un rôle important dans le traitement et dans le coefficient d'extraction. On note des différences sensibles entre les minerais provenant de telle ou telle mine voisine, et même, dans une mine déterminée, tous les minerais extraits ne se comportent pas de la même façon. La présence du *tellure* constitue une réelle difficulté dans le traitement, et le coefficient d'extraction de ces minerais est moins favorable que celui obtenu avec ceux qui ne contiennent que du soufre, sans tellure.

La composition chimique moyenne du minerai de Cripple Creek est à peu près la suivante :

SiO^2	60 à 70 0/0
Al^2O^3	18 à 22
CaO	1,5 à 2,5
MgC	0,10 à 0,25
BaO	traces à 0,25
Fe	3 à 7
S	1,5 à 3
Ph	traces à 0,10
Zn	traces à 0,10
Mn	traces à 0,15
KO et NaO	5 à 10

(avec traces de tellure et de cuivre).

Exposé de la méthode. — La méthode générale de traitement est la suivante :

1° Prise d'essai : *a*) broyage ; *b*) passage aux cylindres ; *c*) tamisage ;

2° Mélange des minerais ;

3° Broyage fin, séchage, moulins finisseurs, tamisage ;

4° Grillage et refroidissement ;

5° Chloruration dans les barils ;

6° Précipitation de l'or ;

7° Concentration des tailings des barils.

1° *Prise d'essai.* — Le minerai tel qu'il vient de la mine est passé dans un grand concasseur à mâchoires, alimenté automatiquement, qui le broie à la grosseur d'environ 2 pouces et 1/2 (62 millimètres) ; il passe de là au premier jeu de cylindres dont la distance varie, suivant les installations, entre 1/2 pouce et 1 pouce (12,5 à 25 millimètres). Un criblage faisant suite aux cylindres renvoie le refus des cribles au-dessus de ces appareils pour être broyé à nouveau.

On a le soin de prendre un essai du minerai *à sa sortie des cribles.* Les concasseurs sont du type Blake avec une ouverture de 12 × 24 pouces ; les cylindres varient considérablement comme dimensions ; ils sont tantôt actionnés par courroies, tantôt conduits directement par la machine.

2° *Mélange des minerais.* — Suivant leur origine, les minerais varient depuis 0,25 jusqu'à 5 0/0 de soufre et de 1 à 3 0/0 de chaux.

La teneur en or peut aussi varier dans des limites aussi larges. Comme il est très important d'avoir un produit uniforme à passer dans les fours, on procède à un mélange des différentes sortes en les entassant par lits horizontaux de façon à ce qu'en, les tranchant par sections verticales, on obtienne une moyenne teneur.

Cette opération est essentielle pour la conduite régulière des opérations subséquentes. On entasse ainsi 3 à 4.000 tonnes de minerai.

3° *Broyage fin.* — Le minerai est alors repris et porté dans des séchoirs pour chasser l'humidité avant de procéder à l'opération du broyage fin et du tamisage. Ces appareils de séchage sont tantôt des cylindres tournants, tantôt des fours à réverbères dans lesquels

les minerais sont mécaniquement avancés sur la sole. Dans certaines installations, cette opération de séchage est poussée très loin, tandis que, dans d'autres, où les minerais arrivent naturellement dans un état de siccité suffisant, elle est complètement supprimée. Une teneur en eau de 2 0/0 peut, en effet, être tolérée et n'empêche pas le broyage fin.

Cette dernière opération est exécutée avec des cylindres finisseurs conduits par courroies, dont la vitesse varie entre 54 et 100 révolutions par minute. Les dimensions de ces rouleaux sont des plus variables, ainsi que leur poids. Les plus grands ont 42 pouces de diamètre (1^m,05) et 18 pouces de largeur (0^m,45) et ils pèsent en totalité 34.000 livres (15.300 kg.).

Le tamisage se fait soit dans des trommels circulaires, soit sur des tamis à vibrations ou à secousses. La finesse des tamis est en moyenne de 12-mesh ; mais on pousse parfois jusqu'à 20-mesh.

4° *Grillage.* — La plupart des minerais sont grillés dans des fours à réverbères, système *Wethey*, mais on emploie aussi des fours *Pearce* à sole circulaire. Ce sont tous des fours à râblage automatique.

Les minerais oxydés ont une teneur en soufre descendant jusqu'à 0,25 0/0; les sulfurés provenant des niveaux les plus bas, arrivent à une teneur de 5 0/0.

Les minerais moyens arrivent à 1 1/2 ou 2 0/0 de soufre quand ils sont traités aux moulins travaillant à façon (*Custom mills*) et 2 1/2 à 3 0/0 pour ceux qui appartiennent aux Compagnies minières. Cette différence provient de ce que, dans les grandes mines, beaucoup de minerais oxydés provenant des niveaux supérieurs ont été envoyés aux moulins travaillant à façon (*Custom mills*), avant que les sociétés aient elles-mêmes construit leurs propres installations ; il n'est, par conséquent, pas possible de compter sur la continuation de la faible teneur en soufre des minerais livrés aux moulins à façon, qui, par leur mode même d'approvisionnement, reçoivent et traitent des minerais très variés.

Un minerai pauvre en soufre, c'est-à-dire tenant de 1 à 2 0/0, est grillé jusqu'à ce qu'il contienne 0,25 à 0,30 0/0 de soufre ; les minerais, tenant de 2,25 à 3,50, sont descendus à 0,50 ou 0,85 0/0 au maximum.

La capacité de grillage des fours varie entre 60 et 100 tonnes

par vingt-quatre heures. La plupart des usines sont munies de fours capables de griller régulièrement 100 tonnes de minerai, contenant à l'entrée dans le four, 1,5 à 2,5 0/0 de soufre. Lorsque la teneur excède 2,5 0/0, la capacité du four tombe à 90 tonnes tandis qu'au contraire, si la teneur initiale descend à 1,5 0/0, la capacité du four peut s'élever jusqu'à 120 tonnes par vingt-quatre heures.

La surface de la sole varie entre 1.100 et 1.500 pieds carrés pour une surface de grille d'environ 75 pieds carrés. Beaucoup de ces fours sont chauffés avec des gaz provenant de gazogènes du type *Duff et Taylor*. Les refroidisseurs sont placés directement au-dessous de la sole de grillage, de façon que le minerai, en sortant du four de grillage, tombe dans cette enceinte où il est repris mécaniquement par des rables. La consommation de combustible varie de 10 à 15 tonnes de charbon bitumineux pour 100 tonnes de minerai grillé.

On emploie aussi des lignites mélangés avec des huiles lourdes; mais ce combustible n'est pas aussi effectif que les charbons à longue flamme. Enfin, on utilise des mélanges de résidus de la distillation du pétrole avec du charbon; dans ce dernier cas, on peut compter sur une consommation de 5 tonnes de charbon et de 600 litres de résidus pour 100 tonnes de minerai.

On donne, dans le four, une chaleur initiale de 450° à 550°, et la température près du foyer, c'est-à-dire à la fin du grillage, varie de 800 à 900°. Au-dessus de ce dernier chiffre le minerai est exposé à fondre.

Les charges restent dans le four de deux heures et demie à trois heures et, dans les refroidisseurs, de une heure et demie à deux heures et demie. L'épaisseur de la couche de minerai sur la sole du four varie de 2 et 1/2 à 3 et 1/2 pouces (62 à 85 millimètres) et l'angle des râteaux mécaniques qui font avancer les matières varie de 18° à 25°. Dans certains fours, le minerai est râblé chaque dix-sept secondes et, dans d'autres, toutes les trente-cinq secondes.

Il suffit d'un seul homme pour surveiller un four; il a seulement un aide pour rouler le charbon et enlever les cendres. Un seul aide suffit pour trois fours.

Le prix de revient du grillage varie de 40 à 50 cents par tonne.

Voici les frais approximatifs pour une production de 100 tonnes par jour.

Charbon, 12 tonnes à $ 2.....	$ 24
3 chefs de fours à $ 2,50.....	7,50
Rouleur de charbon et de cendres.....	2,25
Réparations générales, huiles, etc.....	5
Force motrice	5
	$ 43,75

Soit, par tonne : $ 0,4375 ou fr. 2,275.

Ce prix de revient comprend le refroidissement, le transport des matières, etc.

La marche du four ne donne lieu à aucune difficulté, et il n'est pas rare de voir un four de 100 tonnes, travaillant d'une manière continue pendant plusieurs mois sans un seul arrêt sérieux. Les changements dans les palettes des râteaux automatiques se font en cours de travail.

L'accumulation des poussiers entraînés par les fumées dans les chambres de dépôt porte sur 1 et 1/2 ou 2 0/0 des matières traitées. Ces fumées sont tantôt envoyées directement aux fonderies qui les achètent, tantôt mises sous forme de briquettes avant leur expédition. Parfois aussi on les traite dans le moulin même.

Leur teneur moyenne est plus élevée que celle du minerai. On attribue ce fait à la plus grande friabilité des sulfures et des tellurures.

Il n'y a pas de perte appréciable par volatilisation dans ce grillage oxydant.

Une mince épaisseur de minerai sur la sole est grillée en moins de temps et rend de meilleurs résultats qu'un lit plus épais séjournant plus longtemps, la capacité du four restant d'ailleurs égale. Ce fait est dû uniquement à la quantité d'air mis en contact avec les matières. Il est impossible de fournir le volume d'oxygène nécessaire pour l'oxydation des sulfures, lorsque l'épaisseur du lit dépasse 5 à 7 centimètres, à moins de prolonger le temps du grillage au-delà de la limite à laquelle il cesse d'être économique.

5° *Chloruration dans les barils* — La quantité relative de réactifs chimiques nécessaires pour l'opération dépend essentiellement de la nature des minerais et du genre de grillage. On est revenu

maintenant des excès de réactifs employés dans les premiers temps, toutefois il est indispensable de produire une quantité de chlore suffisante pour arriver à une extraction complète de l'or dans un temps raisonnable.

La charge ordinaire des barils est la suivante :

Minerai.....	20.000 lb. =	9070^{kg}
Eau.....	10.000 lb. =	4535^{kg}
Acide sulfurique à 66°.....	200 à 400 lb. =	90 à 180^{kg}
Chlorure de chaux à 32 1/2 0/0 de chlore.....	100 à 200 lb. =	45 à 90^{kg}

L'acide coûte de 1 à 1,25 cents par livre (11 fr. 45 à 14 fr. 30 les 100 kilogrammes), et le chlorure de 2,5 à 3 cents par livre (28 fr. 60 à 34 fr. 32 les 100 kilogrammes), le tout rendu franco à la mine.

La plupart des usines emploient des barils traitant 10 tonnes de minerai par charge. Un baril de 10 tonnes a 1^{m},68 de diamètre et 4^{m},25 à 4^{m},86 de longueur; il pèse 15.500 kilogrammes, il est construit avec des feuilles de tôle de 15 millimètres d'épaisseur et les fonds sont coulés en fonte.

L'intérieur est garni d'une feuille de plomb de 15 millimètres d'épaisseur, pesant 117 kilogrammes par mètre carré.

Tous les barils contiennent à leur intérieur un filtre dont les dispositifs varient à l'infini. En général, ces filtres sont formés par une feuille de plomb percée de petits trous pesant de 20 à 30 kilogrammes par mètre carré et reposant sur des feuilles plus épaisses de plomb ayant 12^{mm},5 à 18 millimètres d'épaisseur, perforées aussi de trous de 9 millimètres, avec une distance de 18 millimètres entre les axes de deux trous consécutifs. Ces tamis sont supportés par une garniture en bois fixée solidement dans l'intérieur du baril; les trous du tamis fin ont environ 2 millimètres de diamètre, et environ 9 millimètres d'écartement d'axe à axe, et ils doivent être changés après chaque 20 à 60 charges.

La garniture en bois dure environ trois mois.

Le filtre agit à la façon d'un agitateur et provoque un mélange complet du minerai et de réactifs. L'agitation est, en effet, une des conditions fondamentales pour obtenir une bonne chloruration.

L'attaque est complète dans un espace de temps variant de deux heures et demie à quatre heures. Pendant la durée de cette opéra-

tion les barils tournent avec une vitesse de 2 et 1/2 à 4 et 1/2 tours par minute ; quant à la filtration, elle dure de deux heures et demie à quatre heures.

La quantité totale de solution varie de 1 à 1,4 tonne par tonne de minerai traité. Dans les cas les plus favorables, *une tonne de minerai correspond à une tonne de solution*, de façon que la teneur de la solution représente, à peu de chose près, la teneur du minerai initial.

La réussite de cette opération dépend essentiellement de la qualité du grillage. Des minerais bien grillés filtrent mieux que ceux qui le sont mal et s'il est nécessaire de les soumettre à une chloruration nouvelle, on double par cela même le volume de solution à traiter.

Après que la chloruration est terminée, la filtration s'opère sous une pression d'eau de 10 à 20 mètres ; on procède à la vidange de l'eau aussitôt que le baril est arrêté sans attendre que la décantation se soit produite.

Dans le but d'accroître la rapidité de la filtration, on soumet fréquemment les barils à une pression artificielle (back-pressure), qui s'obtient en introduisant de l'eau par le fond et en lui faisant traverser le filtre jusqu'à ce qu'elle sorte claire. L'inconvénient de cette méthode est d'augmenter énormément le volume de solution aurifère à précipiter.

Les liquides, après la sortie des barils, tombent dans des réservoirs où les gros sables se déposent. Ils sont ensuite décantés dans des bassins de dépôt où ils séjournent pendant vingt-quatre heures environ. On soutire alors le liquide clair, qui est envoyé aux bacs de précipitation.

6° *Précipitation de l'or.* — Le réactif presque uniquement employé est l'hydrogène sulfuré. On a utilisé aussi du charbon de bois et de l'acide sulfureux; mais ces réactifs n'ont eu qu'un emploi temporaire.

On opère en général la précipitation sur 75 ou 100 tonnes de solution. L'hydrogène sulfuré est obtenu au moyen l'attaque de sulfure de fer par l'acide sulfurique dans les proportions suivantes :

Sulfure de fer	1	kilogr.
Acide sulfurique	2,5	—
Eau, environ	6	—

Cette proportion de réactifs est suffisante pour précipiter l'or contenu dans 3 tonnes de solution, correspondant, comme nous l'avons dit, à 2 ou 3 tonnes de minerai.

La quantité du réactif précipitant est *indépendante de la teneur en or* de la solution. La majeure partie de l'hydrogène sulfuré se combine avec le chlore en liberté dans le liquide pour former de l'acide chlorhydrique. Une grande partie aussi s'échappe sous forme de bulles à excès.

Grâce à l'usage de l'hydrogène sulfuré, la précipitation est complète. Lorsque l'opération a été bien faite, les eaux mères n'indiquent jamais que des traces d'or, c'est-à-dire moins que $0^{gr},0015$ par mètre cube, représentant une valeur d'environ 0 fr. 05 par tonne. Le cuivre et le plomb sont les seuls métaux ordinaires qui soient susceptibles d'être précipités par l'hydrogène sulfuré dans ces conditions.

A Cripple Creek, ces deux métaux se présentent rarement autrement qu'en très faible quantité, de façon qu'ils ne créent aucune difficulté sérieuse par leur présence.

Le soufre libre est l'élément le plus gênant.

Comme l'hydrogène sulfuré est notamment soluble dans l'eau, s'il est employé en excès il en résulte une précipitation de soufre métallique par suite de la combinaison de l'hydrogène de l'acide sulfhydrique en solution avec l'oxygène mis en liberté. Il y a aussi un peu de soufre précipité dans la réduction du chlorure ferrique en chlorure ferreux.

Il est donc nécessaire de veiller avec soin et d'arrêter la précipitation au moment où tout l'or a été séparé, de façon à ne pas laisser d'excès appréciable d'acide sulfhydrique. Malgré ces soins, il reste toujours dans le précipité une proportion de soufre variant entre 15 et 25 0/0.

L'acide sulfhydrique est envoyé au sein de la solution au moyen de tuyaux de plomb percés de trous placés dans le fond des bacs de précipitation ; lorsque la pression dans le générateur de l'acide sulfhydrique commence à baisser, on fait arriver de l'air comprimé qui entraîne l'acide sulfhydrique à travers le liquide. Après qu'on a cessé l'action du précipitant, on laisse déposer pendant huit heures. On décante alors au moyen d'un siphon toute la liqueur claire qu'on fait passer au filtre-presse. La presque totalité de l'or reste dans le fond avec 10 à 15 centimètres de solution non décantée.

On réunit les précipités d'un certain nombre de bacs dans un monte-jus, et on les envoie, au moyen d'air comprimé, dans le filtre-presse, où ils se mettent en gâteaux. On les sèche en faisant passer de l'air à travers le filtre et enfin on procède à la récolte de ces gâteaux, qui sont grillés dans un petit four à moufle et fondus ensuite pour obtenir les lingots d'or.

Les filtres-presses ont des chambres de 60 centimètres en carré. Le nombre de plateaux varie naturellement avec les nécessités de l'usine, mais ils sont en général au nombre de 40, ce qui donne une surface totale d'environ 14 mètres carrés avec des gâteaux d'un pouce d'épaisseur.

Les frais de réactifs pour la précipitation sont d'environ 5 centimes par tonne.

Voici le prix approximatif des produits chimiques nécessaires pour la chloruration, par tonne de minerai :

Chlorure de chaux, 15 lb. à 2,5 cent.....	$ 0,375
Acide, 30 lb. à 1,25 cent.....	0,375
TOTAL.....	$ 0,750 ou 3fr,90

On peut admettre le chiffre de 80 cents (4 fr. 16) pour tenir compte des opérations manquées et des suppléments de réactifs nécessaires pour les minerais à haute teneur. Les frais totaux de traitement peuvent donc s'établir comme suit :

Prix de revient de ces opérations :

Broyage, mélange, échantillonnage.....	$ 0,30
Broyage finisseur (12 à 16 mesh).....	0,35
Grillage.....	0,45
Chloruration et précipitation.....	1 »
Réparations.....	0,25
Fournitures du magasin.....	0,25
Concentration.....	0,10
Surveillance, bureaux et essais.....	0,15
Manutention.....	0,05
TOTAL.....	$ 2,90 ou 15fr,08

La plupart des usines sont obligées d'élever l'eau des rivières voisines au moyen de pompes. Cette dépense n'est pas comprise dans les frais ci-dessus.

Il y a aussi à tenir compte des répartitions aux digues qui retiennent les tailings pour les empêcher de se déverser dans les

cours d'eau voisins; tous ces frais varient naturellement avec la situation de chaque usine.

7° *Concentration des tailings des barils.* — Les résidus sortant des barils sont généralement soumis à une concentration. Il y a assez fréquemment une certaine quantité d'or libre dans le minerai en particules trop grosses pour être dissoutes par le chlore pendant la durée du traitement. Les oxydes de fer en retiennent aussi des proportions notables. Tous ces déchets se retrouvent dans les tailings des barils, qu'on soumet alors à une concentration si on juge l'opération avantageuse. Le degré de concentration et la teneur des produits obtenus varient beaucoup suivant la nature du minerai et la perfection du traitement dans les barils.

En général, on concentre dans le rapport de 100 tonnes de minerai pour une de concentrés; mais les limites varient entre 120 et 75 pour une tonne obtenue. 20 0/0 environ de l'or contenu dans le résidu des barils est retiré par la concentration; la plus grande partie de l'or extrêmement fin qui y est contenue échappe encore à cette opération. On a essayé nombre de fois d'amalgamer cet or fin, mais sans succès. La réussite du procédé exige donc que le travail du grillage et de l'attaque dans les barils soit très bien fait, de façon à ne laisser dans les tailings qu'une proportion négligeable de métal précieux.

Ces concentrés sont expédiés aux usines des fonderies qui les introduisent dans leurs lits de fusion.

Résumé. — Envisagé dans son ensemble, le procédé par chloruration perd plutôt du terrain. Les opérations sont plus délicates que celles qu'exige la cyanuration et la précipitation de l'or, soit sur le charbon de bois, soit par les autres réactifs, et moins nette et moins rapide que l'emploi du zinc dans la cyanuration.

Toutefois cette méthode conserve son intérêt par les minerais aurifères contenant des proportions importantes de bas métaux. Enfin la production du chlore par la voie électrolytique est venue dans ces derniers temps apporter un appoint sérieux à l'économie de ce procédé. On en trouvera la description dans la troisième partie de cet ouvrage (page 811). Il était donc indispensable de l'examiner dans tous ses détails.

ÉTUDE DE LA CYANURATION

Historique. — L'application des procédés de cyanuration à l'extraction de l'or des minerais, dans lesquels l'amalgamation est impuissante à résoudre le problème, est une des meilleures preuves à donner des difficultés qu'on rencontre à faire entrer dans le domaine de la grande pratique un procédé dont le principe fondamental était connu depuis longtemps et dont la réussite dépendait de la réalisation sur une vaste échelle de réactions, d'ailleurs fort complexes, et dont on ne se doutait guère au début de cette nouvelle industrie.

Par contre, aussitôt que la pratique eut sanctionné les premiers résultats, on vit les applications se multiplier avec une rapidité surprenante, à telles enseignes qu'on peut dire aujourd'hui que les autres procédés (sauf peut-être la chloruration, qui paraît réussir mieux dans certains cas particuliers), ont été définitivement remplacés par la cyanuration, qui s'est substituée ainsi à tous les procédés proposés ou expérimentés pour retirer l'or dit *combiné* de ses associations avec les minéraux rebelles.

C'est en Octobre 1887 que MM. *Mac Arthur et Forest*, de *Glascow*, brevetèrent leur procédé de cyanuration, mais ce n'est guère que un an après, à la fin de 1888, qu'ils envoyèrent des expéditions dans différents pays étrangers, notamment au Queensland, en Nouvelle-Zélande, au Transvaal et en Amérique, dans le but d'appliquer ce procédé dans différentes contrées aurifères.

Les premiers résultats, sauf au Transvaal, furent assez décourageants, et cet insuccès relatif tint surtout à ce que les installations furent assez médiocres et ne répondirent pas aux nécessités, surtout en ce qui concerne la filtration des matières. On employait aussi des dissolutions beaucoup trop concentrées.

C'est à la célèbre mine *Robinson* au Transvaal, que la réussite extraordinaire du procédé, permettant de réaliser un bénéfice mensuel de 3.000 £ avec une installation qui en avait coûté 3.000, décida toutes les mines du Rand à adopter la nouvelle méthode. Ce simple fait transforma immédiatement un certain nombre d'entre elles en sociétés payant des dividendes, car, il est bon de remarquer, qu'il n'y a guère que *six mines du Rand* qui seraient en état de distribuer

des dividendes si on se basait uniquement sur le profit réalisé dans le traitement des minerais, sans tenir compte du bénéfice de la cyanuration; *toutes les autres tinrent uniquement leurs profits de cette opération.*

On peut dire que la réussite de ce procédé a tenu à ce qu'il a été appliqué par des expéditions qui avaient été bien préparées à l'exécution du programme nouveau et aussi à ce que, pendant que ces installations étaient en train de se faire, on continuait dans la mère patrie, en Écosse, à étudier les améliorations qui étaient aussitôt appliquées sur les lieux.

C'est surtout dans la question de la précipitation de l'or au moyen du zinc, sous la forme de copeaux finement taillés, que la mise au point a été longue et, comme on le verra plus loin, il y a encore là un champ ouvert à de nouveaux perfectionnements.

L'emploi de solutions diluées jusqu'au point où on les établit en ce moment n'a pas aussi été obtenu dans les débuts. Personne ne pouvait croire qu'il fût possible d'opérer l'extraction complète de l'or avec des solutions contenant moins de 1/4 0/0 de cyanure de potassium.

Recherches au laboratoire. — Un point capital ressort d'abord de toute étude sur la cyanuration, c'est que *chaque minerai nécessite, sur un point ou sur un autre, des modifications à la méthode générale de traitement.* Il est donc indispensable, quand on étudie une installation de cyanuration, de commencer par faire des recherches au laboratoire pour fixer les idées à ce sujet. Tous les principaux constructeurs de moulins de cyanuration possèdent des ateliers d'essai, très bien montés, dans lesquels ces opérations s'exécutent à très peu de frais, souvent même gratuitement, lorsqu'une commande suit l'étude préalable et toujours sous la surveillance d'un personnel technique et de chimistes compétents. Il est bon, je crois de dire quelques mots sur la façon dont s'exécutent ces essais puisqu'on est fréquemment appelé à les faire sur place, au moyen d'installations sommaires, ou à en surveiller l'étude chez le constructeur, même après la mise en train de l'usine, de façon à pouvoir contrôler la marche de cette dernière et à modifier celles des opérations qui donnent lieu à des pertes, soit par suite de changements dans la nature du minerai, soit pour tout autre cause.

Étude d'un minerai à cyanurer. — Le simple aspect des matières montre d'abord si l'on a affaire à un minerai dur ou friable, oxydé ou pyriteux, gréseux ou argileux, ou s'il contient des traces de cuivre, de fer, de zinc, de plomb ou d'autres métaux, soit sous forme oxydée, soit sous forme de sulfure. Il convient, en tout cas, de faire quelques essais à la batée sur le minerai broyé, de façon à reconnaître la présence de l'or libre ou des pyrites, même dans le cas où ces matières ne sont pas visibles à l'œil nu.

Quant à l'essai de cyanuration proprement dit, voici comment on opère : On prend en général 1 kilogramme de l'échantillon et on l'agite avec une solution de 500 grammes d'eau contenant 0,50 0/0 de cyanure de potassium et on soumet cette bouteille à une rotation lente pendant environ douze heures. On filtre ensuite la solution et on mesure la consommation de cyanure de potassium, en se servant d'une liqueur titrée de nitrate d'argent, ainsi qu'il sera expliqué plus loin. On lave soigneusement sur un filtre et on évapore à sec la totalité des eaux filtrées. On ajoute de la litharge au résidu et on fait l'essai par voie sèche pour déterminer la quantité d'or se trouvant en dissolution. Le résidu resté sur le filtre est soumis aussi à l'essai d'or ordinaire par la voie sèche, et le chiffre ainsi trouvé, ajouté à celui qu'a donné l'évaporation à sec des liquides, doit donner le même résultat que celui de l'essai exécuté sur une partie de l'échantillon prélevée avant le traitement.

Si la consommation de cyanure a été élevée, c'est-à-dire si elle a été supérieure à 0,15 0/0 du poids du minerai, il est d'usage d'essayer un autre kilogramme d'échantillon pour déterminer le degré d'acidité de ce dernier. Cette opération se fait avec une solution de soude, préalablement titrée, de façon que chaque centimètre cube de solution sodique employée par kilogramme de minerai traité soit équivalent à 453 grammes de soude caustique commerciale à ajouter par tonne de minerai. Les essais de filtration sont alors exécutés en humectant d'abord le minerai avec de l'eau légèrement alcaline avant d'employer la liqueur cyanurée.

Lorsque la consommation de cyanure a été faible, mais que le coefficient d'extraction n'est pas favorable, il faut prolonger la période de contact, et augmenter la finesse du broyage, dont nous verrons plus loin l'importance majeure.

Dans quelques cas exceptionnels, on a trouvé que le coefficient

d'extraction s'accroît exactement dans la même proportion que la consommation de cyanure et que, par exemple, si une liqueur à 0,10 0/0 de cyanure de potassium a donné 20 0/0 d'extraction, une autre liqueur à 0,40 0/0 de KCy rendra 80 0/0 d'extraction, mais il faut alors s'attendre à une consommation plus grande du cyanure de potassium, résultant d'un contact plus prolongé. Enfin, dans les cas les plus difficiles, où l'or est mêlé avec de la pyrite cubique au sein d'une gangue siliceuse, l'agitation de la masse au moyen de jets d'air comprimé donne au laboratoire, des résultats assez bons. L'agitation au moyen d'oxygène à la place de l'air, même avec addition d'ozone, ne procure aucun avantage nouveau. Ces faits ont conduit, en pratique, à l'introduction des conduits en bois, au lieu de tuyaux pour transporter les solutions depuis les cuves filtrantes jusqu'aux cuves d'extraction, parce que l'atmosphère agit sur les solutions pendant leur trajet.

Avec des minerais réfractaires contenant de grandes quantités de sulfures métalliques, le grillage préalable donne de meilleurs résultats que le traitement à l'état cru.

Les essais de filtration s'exécutent très économiquement au moyen d'un appareil représenté à la figure 230 dans lequel la cuve de filtration est formée par un baril scié en deux, préalablement goudronné à l'intérieur, et muni d'un double fond couvert de toile à voile.

On charge la matière sur ce filtre et on y verse, *après avoir saturé l'acidité*, la solution cyanurée. Le liquide qui a traversé le filtre s'écoule par un robinet placé à la partie inférieure du demi-tonneau et se réunit dans un bocal qui permet de vérifier la clarté du liquide qui passe. On le fait alors tomber goutte à goutte dans un tube de verre rempli de fine tournure de zinc. Ce tube, qui a environ 4 centimètres de diamètre et 45 centimètres de long, est maintenu verticalement au-dessous du robinet de décharge du bocal, de façon que l'écoulement se fasse exactement dans son centre.

L'or se dépose au contact du zinc, et le liquide qui tombe dans le récipient inférieur doit être privé de métal précieux, ce qui se vérifie au moyen de l'essai direct par la voie sèche.

L'ensemble de ce système, quoique fort primitif comme on le voit, est pourtant très commode pour essayer des quantités de minerai de 4 ou 5 kilogrammes seulement.

Essai par la solution titrée de nitrate d'argent. — La réaction fondamentale qui sert de base à la méthode de dosage du cyanure par le nitrate d'argent est la suivante :

Le cyanure d'argent est *soluble dans un excès de cyanure de potassium* formant ainsi un sel double d'argent et de potassium; mais, à un certain degré de saturation, le cyanure d'argent devient

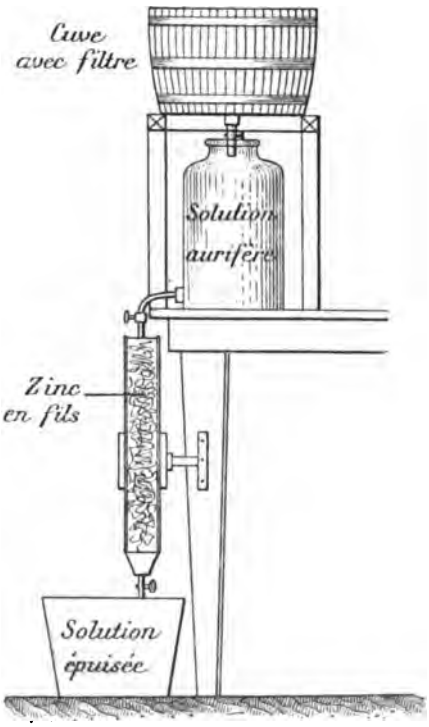


Fig. 230. — Installation pour les essais de cyanuration.

insoluble et se précipite sous forme d'un précipité floconneux, volumineux, de couleur grise. La quantité de nitrate d'argent qu'il faut ajouter avant que cette précipitation se produise se lit sur la burette graduée et, d'après cette lecture, on détermine exactement la teneur en cyanure de potassium de la solution essayée.

La liqueur-type de nitrate d'argent est préparée de façon que *chaque dixième de centimètre cube* ajouté à 10 *centimètres cubes d'une solution* cyanurée avant que la précipitation permanente se produise, représente 1/100 0/0 *de cyanure de potassium pur*. On

peut préparer une solution de ce genre en dissolvant 13gr,06 de nitrate d'argent pur dans 1 litre d'eau distillée.

L'opération s'exécute de la façon suivante :

On prend avec une pipette de 10 centimètres cubes un échantillon de la liqueur cyanurée à essayer, et on la verse dans un flacon d'essai ; on prend alors une pipette graduée dans laquelle la liqueur titrée d'argent a été placée et on ajoute deux à trois dixièmes de centimètre cube. Un précipité se forme qui se dissout par l'agitation, puis l'on continue goutte par goutte l'addition de la liqueur d'argent jusqu'à ce qu'on arrive à ce que le précipité ne se redissolve plus par l'agitation. On peut, à ce moment, commettre aisément une erreur, lorsqu'on n'a pas l'habitude de l'essai. Les débutants s'arrêtent généralement *trop tôt*, alors que le précipité permanent est bien obtenu, mais qu'il n'a pas encore atteint sa densité véritable, ce qui indique qu'on n'est pas, en réalité, arrivé au point exact de saturation. On peut commettre ainsi une erreur de 1 à 2 dixièmes de centimètre cube en moins. La présence du zinc gène beaucoup cette opération.

Essai en présence du zinc. — Voici une méthode assez simple pour déterminer la quantité totale de cyanure, c'est-à-dire le cyanogène total, estimé sous la forme équivalente de cyanure de potassium, dans une liqueur contenant du zinc et autres métaux nuisibles. Elle est basée sur cette réaction que beaucoup de cyanures doubles, tels que ceux de zinc, d'argent, de mercure, etc., sont décomposés par l'hydrogène sulfuré en liqueur alcaline ou par un sulfure alcalin avec précipitation du métal sous forme de sulfure. L'excès de sulfure peut être précipité, sans affecter les cyanures, par l'addition d'un composé insoluble de plomb, tel que l'oxyde, le carbonate, etc.

Voici comment il faut opérer :

Un volume déterminé de la solution est fortement alcalinisé par l'addition de potasse ou de soude caustique ; on fait passer alors un courant d'hydrogène sulfuré jusqu'à complète précipitation des métaux, mais sans excès ; on peut également employer avec succès une solution de sulfure de sodium pur, en léger excès ; après agitation, on laisse le précipité se réunir au fond du vase. On peut ajouter, si l'on veut, un peu de chaux pour assurer

une précipitation complète et faciliter la filtration. La liqueur filtrée est débarrassée de son excès de sulfure au moyen de la litharge, que l'on ajoute par petites quantités, successivement, en agitant constamment, jusqu'à ce qu'une goutte du liquide saturé ne donne aucune trace de coloration noire ou brune, avec une goutte d'acétate de plomb. On opère alors sur la liqueur filtrée, comme dans le cas de liqueurs cyanurées ne contenant pas de zinc.

Le même procédé est évidemment applicable au titrage du cyanure de potassium commercial, qui ne dépasse pas en général 98 0/0 de cyanure de potassium pur.

Essai de tailings. — Le premier essai à faire sur les tailings est de déterminer d'abord leur *capacité* de *filtration*. Il est évident, en effet, que de cette capacité dépend le nombre de cuves à prévoir pour l'installation de la cyanuration. Si, par exemple, une cyanuration est constituée par quatre cuves chacune de 75 tonnes de capacité et qu'on puisse traiter avec elles une moyenne de 75 tonnes par jour de tailings moyennement fins, cela revient à dire que chaque cuve reste en digestion avec les dissolutions cyanurées pendant quatre jours.

Si, par conséquent, il est nécessaire de douze jours de contact pour arriver à une dissolution suffisamment complète de leur contenu, par suite de la compacité et de l'imperméabilité des matières à traiter, il est évident qu'il faudra *tripler* le nombre des cuves pour arriver au même traitement de 75 tonnes par jour.

En général, des tailings à travers lesquels les solutions filtrent avec une vitesse de 5 *centimètres ou au-delà par heure* sont *bons* pour être traités par filtration. Lorsque cette vitesse tombe à la moitié de ce chiffre, c'est-à-dire à 25 millimètres par heure, il est indispensable de recourir soit à des cuves de *plus grande capacité*, soit à la filtration par succion.

Lorsqu'enfin cette vitesse tombe à 1 *centimètre ou moins* par heure, on ne peut compter sur la filtration comme moyen pratique de traitement, et il faut recourir alors à l'agitation soit *mécanique* soit par *injection d'air*, ou aux *filtres-presses;* mais ces procédés ne peuvent guère s'appliquer qu'à des matières riches ou à des concentrés donnant un coefficient d'extraction suffisant pour justifier cette dépense supplémentaire de force motrice et de main-d'œuvre.

Les essais pour déterminer la vitesse de filtration s'exécutent très facilement dans un tube d'essai en notant la vitesse d'écoulement du liquide.

Détermination de l'acidité. — La détermination de la quantité d'alcali nécessaire pour neutraliser l'acide sulfurique et les autres produits provenant de la décomposition des pyrites dans les tailings est une opération de toute première importance. Voici la méthode de Park, par liqueur titrée, qui donne des résultats rapides et pratiques.

Prendre 221 grammes de minerai, y ajouter 250 centimètres cubes d'eau et agiter dans un verre.

Ajouter avec une burette graduée une solution titrée de soude jusqu'au moment où le liquide est entièrement neutralisé.

Chaque centimètre cube de la solution titrée de soude représentera 0,1 lb., ou 45gr,4, de soude caustique qu'il faudra ajouter par tonne de minerai ou de tailings avant de procéder au traitement par le cyanure.

Pour préparer la solution titrée de soude, dissoudre 10 grammes de soude caustique dans 1.000 centimètres cubes d'eau pure. Cette liqueur doit être maintenue bien bouchée, pour éviter la carbonatation.

Ce procédé ne révèle que l'acidité pour ainsi dire visible, et il donne des résultats négatifs avec des minerais dans lesquels les opérations subséquentes prouvent cependant l'absolue nécessité d'un traitement basique préalable; c'est ce que M. Furman appelle l'*acidité latente*. Il la met à l'évidence de la façon suivante :

Le minerai, qui n'a donné aucun signe d'acidité, est mis dans une capsule de porcelaine avec une certaine quantité d'eau pure.

On ajoute alors un excès de liqueur décime normale de soude caustique. Après agitation, on titre l'excès de soude par une liqueur décime normale d'acide. La différence donne l'acidité latente.

La somme de ces deux essais donne l'acidité totale du minerai.

Comme c'est au fond le seul chiffre qui présente de l'intérêt dans la pratique, on peut le déterminer en bloc de la manière suivante :

Prendre 10 grammes de minerai pulvérisé ou de tailings; les mettre dans un vase à essai avec un peu d'eau; ajouter un excès

déterminé de la solution titrée de soude caustique. Agiter pendant vingt minutes et titrer ensuite l'alcali restant avec la liqueur décime normale d'acide.

Essai qualificatif rapide de l'or dans les liqueurs cyanurées. — Une méthode simple et rapide, due à M. A. Prester, consiste dans une application directe de la réaction bien connue du *pourpre de Cassius*.

Voici en quelques mots la façon d'opérer par ce procédé approximatif, mais rapide.

Dans la liqueur cyanurée faible, où il s'agit de déceler la présence de l'or, on ajoute une solution concentrée de cyanure de potassium, de manière à amener le liquide à une teneur d'environ 1 0/0. On amène la liqueur à un volume d'environ 200 centimètres cubes, et on ajoute 1 gramme de zinc en poudre.

Après agitation, on filtre la poudre de zinc et on l'attaque dans de l'acide sulfurique au 1/10. On lave le résidu par l'acide, on le filtre et on l'attaque ensuite à l'eau régale.

On ajoute alors du protochlorure d'étain, et si la teneur en or est élevée, le précipité se forme immédiatement; si, au contraire, elle est faible, la réaction ne commence qu'au bout d'un certain temps. On prépare, naturellement, un certain nombre de témoins pour servir de comparaison.

Cette réaction, qui est rapide et simple, donne des résultats approximatifs très commodes pour surveiller la marche des opérations de l'atelier.

Classification des méthodes. — Il existe une telle variété dans les procédés de traitement par cyanuration qu'il serait nécessaire de décrire pour ainsi dire toutes les installations pour donner un tableau complet des méthodes en usage. On peut cependant les ramener à trois types principaux, caractérisés chacun soit par des dispositifs spéciaux, soit surtout par la façon, dont on traite *ensemble* ou *séparément* les sables et les slimes qui forment la pulpe, telle qu'elle sort de l'appareil du broyage.

Par suite de l'époque à laquelle s'est produit le développement des applications de la cyanuration dans l'Afrique du Sud, la plupart des grandes installations y avaient déjà été montées pour traiter

par amalgamation les minerais de surface. Il est résulté de ce fait que les moulins californiens sont restés dans la méthode du traitement sud-africaine, le *seul appareil de broyage préalable* qui soit en usage dans cette région.

Aux États-Unis, au contraire, beaucoup de moulins de cyanuration ont été construits depuis l'époque où ce procédé était devenu pour ainsi dire classique et où on pouvait l'installer sur les mines nouvelles sans se préoccuper de la question de l'or amalgamable et en cherchant par conséquent, pour le broyage préalable du minerai, les appareils à la fois les plus économiques et les plus puissants.

Pour la même raison, on voyait aux États-Unis se développer, sous l'influence des résultats obtenus en Australie, les méthodes basées sur le *grillage préalable des minerais* après un premier dégrossissage. Le développement des méthodes de chloruration, principalement dans le district de Cripple Creek, facilitait encore ce mouvement, puisque le grillage est, pour la chloruration, une opération *absolument indispensable*.

Enfin, la découverte de minerais tellurés rebelles et complexes de l'Australie Occidentale, dans un pays où la caractéristique est un manque presque absolu d'eau, mais où, par contre, on ne traite que des minerais très riches, a conduit au développement de procédés de traitement tenant à la fois de l'Afrique du Sud par l'*adoption de pilons* comme premier appareil dégrossisseur et de l'Amérique par l'emploi de *solutions cyanurées concentrées* avec dissolution dans des cuves avec agitation mécanique. En même temps la nécessité d'une récupération aussi complète que possible de l'eau imprégnant les tailings amenait à traiter ces derniers au moyen de *filtres-presses*, appareils qui constituent le caractère distinctif des exploitations australiennes, bien qu'ils commencent à s'appliquer aussi dans d'autres districts miniers, après avoir fait la preuve de leur efficacité dans les moulins de Coolgardie et de Kalgoorlie.

Ces considérations permettent donc de ramener à trois classes principales toutes les méthodes de cyanuration actuellement en usage dans les divers districts miniers que nous avons examinés. On peut les résumer rapidement comme suit :

A. **Méthodes du Transvaal.** — Avant l'introduction de la cyanuration,

le broyage *à un grand degré de finesse* avec *amalgamation dans le moulin même* était la méthode qui donnait le meilleur coefficient d'extraction. Lorsque la cyanuration commença à être appliquée en grand, mais avant qu'on eût réussi à traiter convenablement les slimes, on chercha à réduire au minimum la proportion de ces derniers et, par conséquent, on fit emploi de *gros numéros de tamis à la décharge* des pilons. On augmenta considérablement ainsi la proportion des sables à soumettre à la lixiviation.

En un mot, la méthode classique du Transvaal, avant la guerre avec les Boers, consistait à broyer dans des pilons californiens, non pas à sec, mais avec de l'eau et à tamiser le produit au tamis 26 mesh. La pulpe à l'extrémité des plaques d'amalgamation contenait : 10 0/0 sous forme des plus gros produits, séparés par les spitzkasten ; 65 0/0 des moyens étaient formés par des sables et enfin 25 0/0 constituaient les slimes, qui étaient traités à part, par cyanuration.

Après la guerre, la plupart des pilons étant inoccupés faute de main-d'œuvre, il était devenu possible d'employer des tamis plus fins, sans réduire le tonnage d'extraction de la mine et sans surcharger de slimes, les appareils de traitement. A l'heure actuelle, la plupart des Compagnies du Rand *produisent autant de slimes qu'elles en peuvent traiter*, et on procède à de vastes extensions pour le traitement des produits fins.

Dans les grandes installations, ayant une capacité de traitement suffisante et munies de grosses pompes pour la circulation des liquides, les slimes donnent un coefficient d'extraction *supérieur à celui des sables et des concentrés*, bien que leur teneur soit moindre que celle des matières plus grenues. C'est ainsi que les slimes provenant des minerais des « *deep levels* » (niveaux profonds), contenant une valeur d'or de seulement 9 à 22 fr. 50 (2 à 5 pennyweights) à la tonne arrivent à donner un coefficient d'extraction de 83 0/0 avec une dépense ne dépassant pas 2 fr. 50 par tonne.

Les concentrés, qui sont, on le sait, le produit le plus riche en or retiré de la pulpe par les appareils spéciaux de concentration, ont un coefficient d'extraction d'autant plus grand que leur degré de finesse est plus grand aussi. C'est d'autant plus vrai que ces minerais sont plus compacts, et les concentrés provenant des deeps levels sont bien moins faciles à traiter que ceux des niveaux supé-

rieurs, l'or s'y trouvant enfermé dans des grains non poreux. C'est ainsi qu'un minerai provenant d'une profondeur de 700 mètres, moulu au tamis 35 mesh, retient plus d'or non dissous, renfermé dans les grains étanches, que le minerai de surface moulu au tamis 26 mesh seulement.

Le résultat pratique de cette constatation a été qu'on s'est décidé à *rebroyer au tube-mill* les produits des spitzkasten en renvoyant les produits de ces tube-mills sur les tables d'amalgamation et aux spitzkasten, de façon qu'*aucune particule non finement pulvérisée ne puisse aller à la cyanuration*. On voit combien la question de classification hydraulique, à peine envisagée auparavant, prend aujourd'hui d'importance.

A la Mine *Simmer and Jack*, le minerai, broyé au tamis 26 mesh, a donné 54,6 0/0 et, à la *Robinson Deep*, avec la perforation 35 mesh, il a donné 62,5. On s'installe donc pour pouvoir traiter dans l'avenir de grandes quantités de slimes. On arrive d'ailleurs à des prix très bas pour ce rebroyage. A *Kalgoorlie*, en Australie Occidentale, le broyage jusqu'à l'état de slime est évalué à *un shilling par tonne* en partant du tamis 30 mesh. Le tube-mill est garni de voussoirs et de galets de quartz ; il a même été proposé de remplacer les uns et les autres par du minerai du banket même, taillé à la dimension voulue.

On voit que la méthode transvaalienne a pour premier principe de retirer des minerais l'or amalgamable au moyen de pilons, et même de ne le retirer qu'au moyen de ces appareils. Personnellement je suis persuadé qu'on peut arriver à démontrer qu'il est plus économique *au point de vue purement technique* d'exécuter le premier dégrossissage au moyen de moulins à boulets plutôt qu'avec des appareils à chocs comme le moulin californien; mais on n'envisage ainsi qu'un côté de la question. Il est certain que le fait de pouvoir retirer de l'or libre sous forme d'un amalgame *immédiatement réalisable* et, pour ainsi dire, *sans déchet*, pèse d'un grand poids dans la valeur comparée des diverses méthodes de broyage, et j'ajoute qu'à ce point de vue le moulin californien tel qu'on le réalise maintenant est un instrument *arrivé à un haut degré de perfectionnement*, qui rend difficile la concurrence de tout appareil destiné à remplir le même but, mais basé sur d'autres principes. Il est reconnu, d'autre part, que l'extraction de

l'or amalgamable, au moyen de la dissolution dans les liqueurs cyanurées, n'est pas un procédé économique car, pour peu que l'or se trouve en grains d'une certaine dimension, il devient nécessaire pour épuiser les pulpes qui le contiennent, de faire passer d'énormes volumes de solution cyanurée. Dans bien des cas même, cette dissolution ne peut être complète qu'en ayant recours à l'agitation ou au broyage dans des pans, ce qui conduit à une série de manutentions qui font perdre tout le bénéfice de l'unité et de la simplification apparente de cette façon d'opérer.

Le grand principe du Transvaal est donc de *retirer tout l'or amalgamable par un premier broyage relativement grossier*, de rebroyer ensuite les résidus sortant des plaques d'amalgamation *dans des tube-mills* et de procéder alors, au moyen d'hydroclasseurs et d'appareils de concentration, à la séparation des sables et des slimes.

Traiter séparément les sables qui sont d'une *percolation facile* au moyen de *solutions concentrées* et les *slimes* qui se laissent plus difficilement traverser, mais qu'on *arrive néanmoins à épuiser* d'une façon très complexe *avec des solutions très faiblement cyanurées*, mais passant par *volumes énormes* sur ces matières fines, de façon à n'avoir, en définitive, en circulation que deux séries de solution, l'une *forte et riche* provenant du traitement des sables et qu'on passe seule aux caisses de précipitation, et l'autre *très diluée* pour le traitement des slimes, solution qu'on élève ensuite au titre nécessaire en cyanure pour la transformer en solution forte *sans lui faire précipiter* la quantité modérée d'or qu'elle contient après son passage sur les slimes.

Cette méthode peut subir quelques variantes, notamment au point de vue de l'oxygénation des masses qui se traduit par un pelletage et par un transport de sable d'une rangée de cuves dans une autre, en scindant la percolation en deux périodes.

On verra plus loin des exemples comparés de ce traitement dit *traitement double* avec le *traitement simple*, qui évite cette manutention intermédiaire (Voir p. 821).

En tout cas, toutes ces opérations ne nécessitant que des décantations, s'exécutent au moyen de pompes et de tuyauteries convenables et représentent, somme toute, des frais peu importants si on les rapporte à la quantité de tonnes traitées journellement.

C'est une considération qui avait un intérêt surtout dans les débuts de la cyanuration lorsqu'on avait à traiter, comme je l'ai déjà dit, d'énormes tas de tailings provenant des premières exploitations et qu'il s'agissait de réaliser promptement.

En un mot, la méthode type du Transvaal peut se résumer de la façon suivante :

Passage au concasseur (Blake's ou Gate's). Table de triage éliminant en moyenne 20 0/0 de stérile. Transport mécanique, en wagonnets, au moulin californien ;

Broyage au tamis n° 26-mesh dans des pilons pesant en moyenne 400 kilogrammes chacun ;

Plaques de cuivre amalgamé de 3m,60 de longueur ;

Relevage des tailings par une roue à augets ;

Echantillonnage automatique;

Hydroclasseurs ;

Broyage des gros sables au tube-mill et retour de ces produits sur les plaques d'amalgamation ;

Distribution des gros sables dans la première rangée de cuves ;

Cyanuration, par la solution forte, de ces gros sables ;

Transport mécanique des tailings sableux épuisés aux tas de résidus définitivement abandonnés ;

Spitzkasten pour séparer l'eau des slimes;

Traitement des slimes par la solution faible, dans des grandes cuves avec agitation par des pompes centrifuges ;

Évacuation des slimes épuisées à la décharge définitive des stériles ;

Extraction de l'or des solutions fortes, par le zinc en fine tournure.

B. **Méthode américaine.** — On trouve, en Amérique le moulin californien comme premier appareil dégrossisseur dans toutes les mines ayant déjà un passé derrière elles, surtout si, comme c'est le cas général, elles ont débuté sur des minerais contenant une proportion plus ou moins grande d'or amalgamable. On y rencontre néanmoins de nombreuses variantes, telles par exemple, que le broyage au pilon *à sec* et surtout le broyage dans des broyeurs à cylindres ou mieux encore dans des moulins à boulets, *à sec*, comme point de départ de la cyanuration.

Comme corollaire du broyage à sec, on voit apparaître notamment dans le district de Cripple Creek, le *grillage préalable*, opération qui est, pour ainsi dire, comme on le verra plus loin, universelle dans la méthode australienne, mais qui, en Amérique, ne s'applique qu'aux minerais rebelles ou tellurés, pour le traitement desquels cette opération constitue sans contredit *une nécessité presque absolue*.

Le procédé de grillage américain *diminue le temps de contact* avec les solutions cyanurées, *augmente leur coefficient d'extraction* et *abaisse* en même temps les *pertes de cyanure* qui, dans les minerais crus, peuvent atteindre des taux très élevés à cause de l'action des solutions alcalines, qui se combinent avec le soufre des pyrites. Les sulfures solubles qui se forment ainsi exercent un effet des plus fâcheux sur l'extraction de l'or, si bien qu'on a souvent trouvé avantageux dans certains cas de précipiter ces combinaisons par l'addition d'un sel soluble de plomb, malgré les inconvénients que peut présenter la présence du plomb dans le traitement des liqueurs.

A ce point de vue, les fours de grillage automatiques à soles superposées, qui sont une invention américaine, sont appelés à rendre à cette industrie des services inappréciables. On peut arriver au moyen de ces appareils à obtenir le grillage à mort des minerais avec un prix de revient n'atteignant pas 1 *fr.* 50 *par tonne grillée*, ce qui constitue, on peut le dire, un tour de force réel, qui se réalise pourtant chaque jour dans toutes les grandes installations de cyanuration américaine.

On trouvera dans les monographies qui constituent la dernière partie de cet ouvrage un certain nombre d'exemples de la pratique américaine pour la cyanuration des minerais pauvres, qui peuvent être considérés comme de véritables modèles de ce genre d'industrie.

Voici, en résumé, le schéma d'une installation de broyage à sec d'après les méthodes américaines :

Premier jeu de cylindres réduisant au tamis 4 mesh ;

Emmagasinage dans des trémies et séchage par les vapeurs perdues ;

Élévateurs et deuxième jeu de cylindres broyant à 8 mesh ;

Tamisage et cylindres à grande vitesse (deux jeux) amenant respectivement les matières à 15 et 30 mesh ;

Grillage mécanique;
Refroidisseur et transport à l'usine de cyanuration.

C. **Méthode australienne.** — *Historique de la méthode australienne.* – Les deux grands centres d'exploitation aurifère moderne en Australie sont situés dans la partie Ouest de ce Continent et portent les noms de *Coolgardie* et de *Kalgoorlie*, desservis tous deux par un chemin de fer de 340 milles anglais de longueur, aboutissant au port de *Perth*, sur la côte Ouest.

Le pays est presque entièrement privé d'eau et de combustible; la pluie n'y tombe qu'exceptionnellement. Les conditions de la vie y sont pénibles et coûteuses.

Malgré ces difficultés, une industrie florissante s'y est établie. Le premier district qui ait été développé est celui de Coolgardie où se sont montées les premières usines de traitement des minerais aurifères complexes et rebelles qui caractérisent cette contrée.

Le premier moulin de 20 pilons monté dans le district de Coolgardie fut installé à la mine de *Bailey's Consols*. On y faisait uniquement de l'amalgamation et on retirait ainsi, des minerais de surface, 65 à 70 0/0 de l'or qu'ils contenaient.

On monta à la suite des pilons, deux tables Wilfley pour retirer les concentrés. Ces derniers, expédiés, par rail, à Perth (340 milles), étant vendus aux fonderies d'*Adélaïde* (*Port Pirie*). On arrivait ainsi à une extraction de 80 0/0.

La cyanuration vient ensuite traiter les tailings de la première période d'exploitation par lixiviation directe, et on porta ainsi le chiffre d'extraction totale à 92 0/0.

Les niveaux supérieurs de toutes ces mines du district de Coolgardie donnaient, dans la zone oxydée voisine de la surface, des minerais ayant des teneurs excellentes; mais, lorsqu'on commença, vers 80 à 128 pieds de profondeur, à pénétrer dans la zone des sulfures, les difficultés commencèrent. Les tables d'amalgamation donnaient des rendements médiocres; les teneurs diminuaient aussi au fur et à mesure de l'approfondissement des travaux, de sorte qu'avec les prix exorbitants de la main-d'œuvre des approvisionnements et de l'eau, il fallut fermer les mines les plus pauvres.

Aussi, Coolgardie qui, en 1897, tenait la tête du mouvement

minier aurifère, ne vient plus aujourd'hui qu'au second rang, après Kalgoorlie.

La petite société australienne qui était propriétaire originaire de la fameuse mine « *Great Boulder Proprietary* », à Kalgoorlie, commença ses opérations dans ce district par l'érection d'un simple petit moulin de 10 pilons, pour y passer les quartz d'une veine mince, mais très riche, que suivaient les travaux miniers.

Mais on s'aperçut, un beau jour, que ce petit filon n'était que la veine centrale, le « *leader* » (conducteur) d'une masse filonienne beaucoup plus importante, de 9 *mètres d'épaisseur*, ayant un toit et un mur parfaitement déterminé et formé d'un remplissage schisteux, aurifère aussi, mais *beaucoup plus riche* que le quartz du « leader ». L'affaire prenait de ce chef, une valeur et une importance beaucoup plus grande.

Cette découverte sensationnelle provoqua une véritable révolution dans le mode de recherche des prospecteurs dans le pays. Au lieu de suivre les veines de quartz en direction, on se mit carrément à percer des travers-bancs dans la roche encaissante. On découvrit ainsi une série de huit formations filoniennes parallèles, qui commencent à un point situé à un demi-mille au nord du claim primitif nommé *Hannan's Reward* et se prolongeant sur environ 1 mille et demi vers le sud. Cet espace porte le nom du « *Mille d'Or* » (*Golden Mile*).

Les minerais de surface de ces énormes filons furent faciles à traiter; mais il n'en fut pas de même pour les minerais réfractaires de la zone sulfurée. Ils contenaient du gypse, de la magnésie et de la calcite. Plusieurs méthodes leur ont été appliquées avant de parvenir à des résultats satisfaisants. A la Great Boulder Proprietary, les tailings des moulins d'amalgamation à pilons avaient fini par atteindre des teneurs telles en or qu'il devenait absolument nécessaire de trouver une solution moins désastreuse.

On essaya d'abord d'un système *d'agitation* de la pulpe dans les cuves, au moyen de *l'air comprimé*. On reconnut vite que ce moyen était coûteux et inefficace, la pulpe n'étant mise en suspension que dans le voisinage immédiat des ajutages amenant l'air sous pression. La nature talqueuse des fines rendant, il faut le dire, ces matières très difficiles à maintenir en suspension.

A la Compagnie *Lake Wiew Consols*, on essaya de remédier à la

lenteur de la dissolution par une augmentation correspondante du nombre des cuves de filtration; on reconnut que, même avec un contact de dix jours, et avec *l'agitation mécanique*, préférable au système par air comprimé, on n'arrivait, même en deux opérations successives de lessivage, qu'à des rendements insuffisants. Ces fines de nature talqueuse ne se laissaient pas traverser par les solutions cyanurées. Il fallait trouver autre chose.

C'est alors que, sur l'initiative de M. *Sutherland*, métallurgiste de la *Lake Wiew Consols*, on essaya un *filtre-presse* qui avait été envoyé à la mine pour un tout autre but. On se proposait surtout en l'essayant à cette époque, de récupérer l'eau contenue dans les tailings et dans les slimes, à cause de son prix élevé sur les lieux. Au cours des essais, on fit passer à travers les gâteaux une solution cyanurée à 0,5 0/0 environ et on s'aperçut qu'elle avait dissous une bonne partie de l'or. Aussitôt on multiplia de toutes parts ces essais de filtration sous pression et on reconnut qu'on arrivait par ce moyen à une extraction beaucoup plus complète et beaucoup plus rapide que par n'importe quelle autre méthode.

La première installation industrielle avec filtre-presses a été créée à la *Golden Horseshoe ;* mais ce n'est qu'en 1889 que la Compagnie *Great Boulder Persévérance* installa ce nouveau procédé en grand. Cette Société possède 24 acres (environ 10 hectares) entre le Great Boulder Proprietary et le Lake Wiew. Voici, rapidement résumée, la méthode de traitement telle qu'elle est installée à cette grande mine par son directeur, M. *Ralph Nicol.*

Le premier concassage est opéré par un concasseur Gate. De là les matières sont portées par un convoyeur à courroie aux moulins Griffin qui le rend au tamis 60-mesh.

Un grillage dans un four à râblage automatique, d'une durée de huit heures (four Holthoff-Wethey), suit immédiatement la mouture. Les fumées de ce grillage sont rassemblées dans une grande chambre qui fait suite à la batterie.

La pulpe grillée est refroidie dans un long couloir et distribuée, après malaxage et mélange mécanique, à une série de pans d'amalgamation de $2^{m},40$ de diamètre. Le coefficient d'extraction de ces appareils varie entre 18 et 30 0/0. Cette opération de pure amalgamation a réduit la pulpe au numéro 150-mesh. Celle-ci se rend alors dans une série de cuves de cyanuration, munies d'agitateurs,

au nombre de 24, ayant 6 mètres de diamètre et $1^{m},35$ de profondeur seulement. Le contact est maintenu, pendant trois heures, avec une solution faible de cyanure de potassium. On fait alors passer la pulpe, au moyen d'un monte-jus à air comprimé, sous la pression de 6 atmosphères, dans les filtres-presses.

Chaque presse, quand elle est pleine, contient environ 6 tonnes de matières. A leur entrée, les matières contiennent environ 55 0/0 d'eau. Lorsque les gâteaux sont formés, on y fait passer, pendant dix minutes environ, de l'air comprimé pour oxygéner la masse, puis on y fait circuler une solution à 0,08 0/0 de cyanure, comprimée à 6 kilogrammes, environ pendant vingt-cinq minutes. On exécute alors une seconde aération et, enfin, un lavage à l'eau pure pour déplacer complètement le cyanure.

On sèche alors définitivement les gâteaux avec de l'air et on les fait tomber, en desserrant les plateaux, dans un convoyeur qui les emporte au tas de rejets (dump).

Dans certaines variantes, on alterne les passages d'air et de solution toutes les dix minutes.

Les solutions, qui se sont chargées d'or en traversant le filtre-presse, se rendent aux caisses de précipitation par le zinc, suivant la pratique ordinaire.

Le moulin de *Persévérance* traite ainsi 360 tonnes par jour avec une extraction moyenne de 90 0/0.

Le rendement de cette mine pour l'année 1902-1903 a été le suivant :

Production en onces troy. (moyenne mensuelle).....	15.700
Soit pour l'année entière.....	188.400 oz.
Valeur moyenne de l'oz = 19,75 dollars.....	$102^{fr},60$
Valeur totale de la production.....	19.329.840 francs.

Voici quel a été le prix de revient pendant cette même période :

Prix de revient de la mine.....	$ 1,80
— de la cyanuration.....	5,10
TOTAL.....	$ 6,90

Le coût très élevé de ce traitement tient aux conditions générales du pays : cherté de la main-d'œuvre, des approvisionnements, de l'eau, des combustibles, etc.

Une autre méthode consiste à opérer deux filtrations aux filtres-presses, précédées chacune par une agitation dans ces cuves, une première fois avec une solution faible, et la seconde fois, avec une solution forte; mais il est facile de comprendre qu'elle entraîne des frais supplémentaires hors de proportion avec l'accroissement de rendement qu'elle procure, aussi est-elle universellement abandonnée.

A la mine *Kalgurli*, une circonstance spéciale a permis d'installer, en 1903, un moulin de cyanuration disposé d'une façon très heureuse. On a pu construire l'usine sur une colline, la seule qui existe dans la région, qui s'élève de 18 mètres environ au-dessus de la plaine avoisinante.

Le minerai est broyé, à la sortie de la mine, dans un concasseur du type *Comet*, puis monté par wagons au sommet de la colline. Il est d'abord séché dans un four rotatif, puis broyé par des moulins à boulets d'acier à la grosseur de 60-mesh, et enfin grillé dans une batterie de 10 fours système *Edwards*. Ces appareils sont de fabrication australienne et viennent de *Bendigo;* ils ont une sole de $2^m,40$ de large sur 20 mètres de long.

La pulpe grillée est alors reprise par un élévateur, mélangée dans un malaxeur et passée, avec un courant d'eau, dans une série de classificateurs hydrauliques ou spitzkasten, qui séparent les sables. Ceux-ci passent sur des plaques de cuivre amalgamées qui en retirent 18 à 25 0/0 de leur or total. A la sortie des plaques, ils sont traités par des concentrateurs système *Halley*, les matières non retenues sur cette table allant aux bacs de cyanuration.

Les concentrés provenant de cette table sont grillés de nouveau dans un four Edwards, passés ensuite dans un pan amalgamateur de $1^m,50$ de diamètre qui les réduit en slimes, et ces derniers sont envoyés aux bacs de cyanuration avec agitation mécanique.

Les boues fines sortant des spitzkasten sont envoyées à des cuves de décantation coniques; l'eau claire qui en sort est renvoyée au château d'eau pour être remise en circulation.

Les slimes décantés sont évacués par le fond et envoyés dans les

bacs avec agitation mécanique, où on les traite par une solution à 0,05 0/0 de KCy. Après deux à trois heures de contact, les matières sont passées, au moyen d'un monte-jus dans des filtres-presses semblables à ceux de la Great Boulder Persévérance C°. Les solutions qui ont traversé ce filtre sont parfois un peu troubles. On les passe à travers un autre filtre, avant de les envoyer aux boîtes de précipitation.

La richesse des minerais traités dans le moulin de la mine Kalgurli est inférieure, comme teneur en or, à celle de Great Boulder Persévérance. Ces derniers contiennent une valeur de 70 à 85 dollars, contre 50 à 60 $ pour ceux de Kalgurli. Par contre ces derniers sont moins chargés en tellure et, par conséquent, moins réfractaires.

Les mines *Lake Wiew Consols*, *Golden Horsehoe*, *Ivanhoé*, *Hainault* et *Golden Link Consolidated* broient leur minerai avec des pilons pesant 1.250 lb. avec une levée de 7 pouces et battant 90 coups à la minute. La pulpe passe sur des tables d'amalgamation, puis sur des tables Wilfley ou Wesley-Baird. Les refus de ces tables sont broyés à nouveau dans des tube-mill et passés dans des bacs de cyanuration avec agitateurs. Le tout est passé au filtre-presse. Quant aux concentrés, ils sont grillés, amalgamés dans un pan, passés ensuite dans les cuves de cyanuration avec agitation et, enfin, au filtre-presse.

Bromo-cyanuration (*Procédé Diehl*). — La Société Lake Wiew Consols possède aussi une autre installation dans laquelle on a appliqué le *procédé Diehl* (*Bromo-cyanuration*), précédemment introduit à la mine *Hannan's Brown Hill*. Il est breveté et contrôlé par la *London and Hamburg Gold Extraction C°*.

Le minerai est broyé par des pilons, amalgamé et concentré. Ces concentrés sont grillés et amalgamés, suivant la pratique ordinaire. Mais les résidus de ces diverses opérations préliminaires sont non pas cyanurés, mais *bromo-cyanurés* dans de grands bacs munis d'agitateurs.

Les résultats sont, dit-on, excellents, tant comme rendement que comme économie dans le prix de revient. Toutefois il paraît certain que, sous un climat comme celui de l'Australie Occidentale, il faut prévoir pour l'application de ce procédé une grosse dépense de glace, car le mélange de bromo-cyanure ne peut se faire qu'au-des-

sous de 26°,6 (80° Fahr.), alors que, pendant plusieurs mois de l'année, la température moyenne dépasse 39° centigrades.

Le type de filtre-presse universellement adopté est celui de la maison *Dahne*, constructeur en Allemagne. Les gâteaux mesurent 1 mètre de côté avec 76 millimètres d'épaisseur. Les plateaux intermédiaires ont 37 millimètres d'épaisseur : ils sont garnis de plaques perforées recouvertes par un drap de laine pure. Les plateaux sont serrés mécaniquement et la pulpe arrive par une ouverture réservée dans un des coins supérieurs. Des canaux spéciaux amènent la solution cyanurée, et leur disposition est telle que la dissolution cyanurée est obligée de traverser le gâteau de minerai, le drap et le plateau qui fait suite à ce gâteau, avant de s'écouler dans le canal de fuite. Le lessivage de toutes les parties de la charge se trouve ainsi assuré d'une façon complète et uniforme. La pression nécessaire pour obtenir ce résultat varie entre 5 et 7 kilogrammes par centimètre carré.

ÉTUDE DÉTAILLÉE DES OPÉRATIONS ET DES APPAREILS DE CYANURATION

Avant de donner des exemples de traitement tirés de la pratique, il convient, afin de ne pas tomber dans des redites, de donner, sur chacun des appareils employés dans ce procédé d'extraction de l'or, des détails suffisants pour qu'il ne soit besoin, dans les monographies subséquentes, que d'indiquer, le cas échéant, les modifications apportées aux uns et aux autres de ces appareils suivant les nécessités imposées par la nature ou par les propriétés spéciales des minerais traités.

J'ai déjà donné des détails complets sur toutes les opérations préparatoires, telles que broyage, classification, concentration, sur lesquels je ne reviendrai pas ici. Je me bornerai à passer en revue les appareils spéciaux à la cyanuration proprement dite.

Transport et élévation des matières. — Le transport et l'élévation des matières joue un rôle important dans un atelier de cyanuration, et il est bon d'étudier séparément les appareils destinés à réaliser ces opérations. Deux genres de transporteurs, bien

distincts, sont employés, suivant qu'il s'agit de matières sèches (chaudes ou froides) ou des pulpes humides.

Transporteur à sec. — Les transporteurs et élévateurs à sec sont indispensables toutes les fois que l'usine est établie en plaine et qu'on installe, comme je l'ai conseillé précédemment (Voir p. 619), le concassage préalable sur le sol même de l'usine.

On emploie de très nombreux systèmes de godets, montés soit sur des chaînes, soit sur toiles, caoutchoutées ou non. Ces derniers élévateurs sont susceptibles d'être conduits à de plus grandes vitesses que les élévateurs à chaînes, mais ils sont moins robustes. Il ne faut pas oublier qu'on a à faire à des quartz concassés présentant des arrêtes vives et coupantes.

Élévateur Anker. — La Maison Anker construit des élévateurs montés sur chaînes calibrées et solides, qui ne se dérangent pour ainsi dire jamais. La figure 231 en donne le dessin.

Transporteurs horizontaux ou inclinés. — Pour la translation de matières sèches, le modèle le plus courant a été jusqu'ici la courroie Robins, ou tout autre marque similaire, caractérisée par l'emploi d'une courroie caoutchoutée, ayant une épaisseur de 5 à 12 plis, suivant le travail, et renforcée par une surépaisseur de caoutchouc au centre, qui est la partie qui fatigue le plus.

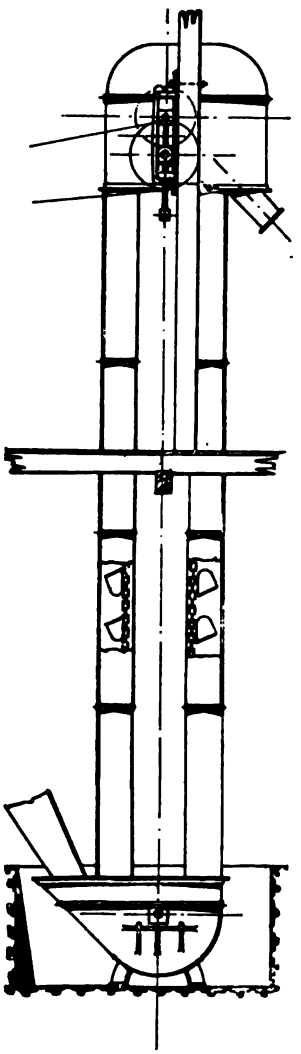


Fig. 231. — Élévateur Anker avec tambours à gorges lisses.

Il est presque toujours nécessaire, dans les transports de ce genre, de pouvoir décharger en plusieurs en droits le long du parcours de la courroie. On y parvient en installant en ces divers points des goulottes de décharge placées au-dessous de la courroie.

Cette dernière passe, au droit de la goulotte, sur un renvoi de rouleaux, qui laisse tomber la matière dans le conduit de décharge. Ces rouleaux, en forme d'S, peuvent même être montés sur un chariot mobile, ce qui permet de faire varier à volonté le point de décharge.

L'inconvénient de ce dispositif est d'être encombrant et coûteux. De plus, même avec le caoutchoutage plus intense vers le centre, l'usure des courroies est assez rapide et leur renouvellement est fort coûteux. Enfin, elles ne peuvent pas transporter des matières chaudes.

Transporteurs-trembleurs. — Un dispositif préférable consiste à utiliser les *transporteurs-trembleurs Anker*, qui sont depuis longtemps en usage dans les sucreries et qui ont l'avantage, tout en étant entièrement métalliques, de n'avoir aucune partie mobile qui puisse s'user ou se détraquer. Un de ces appareils est représenté à la figure 232. Il se compose simplement d'un couloir en tôle, de largeur variable suivant le débit qu'on demande, suspendu on supporté par des lattes de bois flexibles qui font office de ressorts antagonistes. Le mouvement de tremblement est donné par une excentrique qui fait 300 à 380 tours à la minute, les matières avancent par inertie.

Des lucarnes réservées dans le fond permettent de faire tomber les matières aux points désignés sur le parcours. Ces lucarnes peuvent être ouvertes sur toute la largeur ou sur une partie de la largeur seulement du couloir. Il s'ensuit qu'on peut distribuer *simultanément* et dans la *proportion désirée*, les matières dans différents récipients.

Cet appareil transporte indifféremment des matières pulvérulentes ou en morceaux. Il peut sans inconvénient recevoir des minerais grillés sortant du four, à l'état brûlant, ce qui est impossible avec les courroies et ce qui oblige à créer des récipients de refroidissement intermédiaires.

Ces transporteurs-trembleurs ne conviennent pas lorsqu'il faut transporter les matières en les relevant, même légèrement, tandis que les courroies travaillent bien, même sous des angles assez sérieux. On n'est arrêté que par l'angle limite d'écroulement des matières transportées. Un angle de 17° paraît être toutefois le maximum qu'il ne convient pas de dépasser.

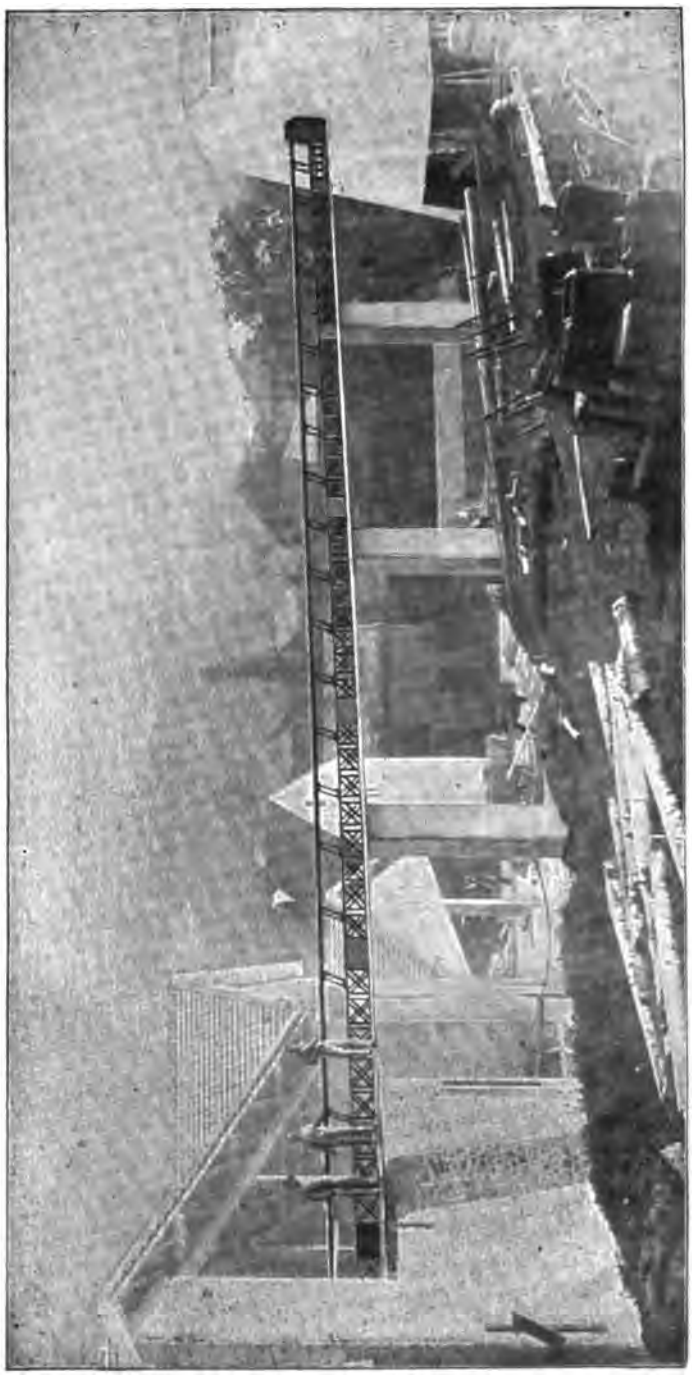


FIG. 232. — Transporteur-trembleur Anker de 42 mètres de longueur (transport de talc en morceaux).

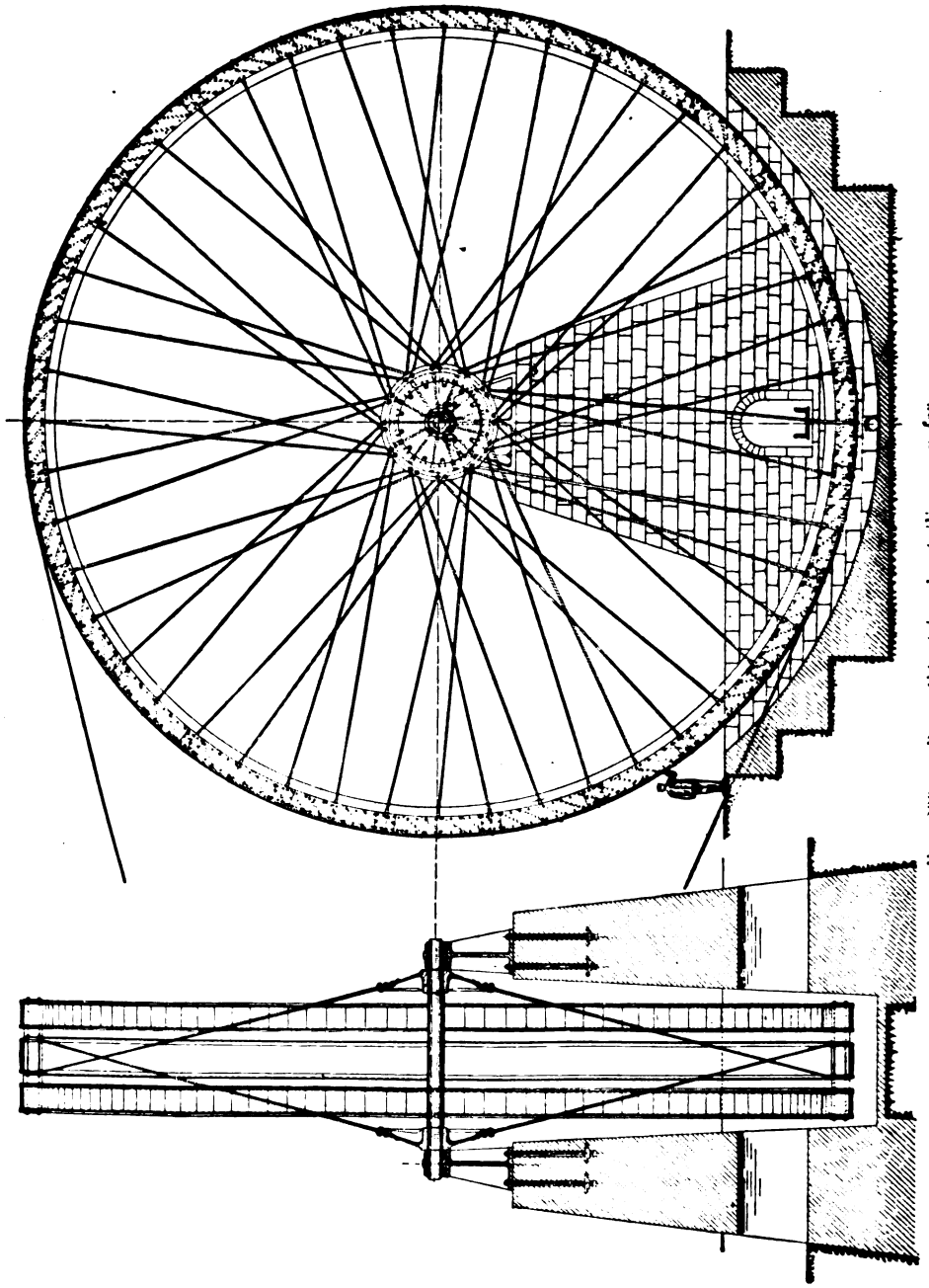


Fig. 233. — Roue élévatrice des tailings, en fer.

Transporteurs des pulpes humides. — Les pompes centrifuges,

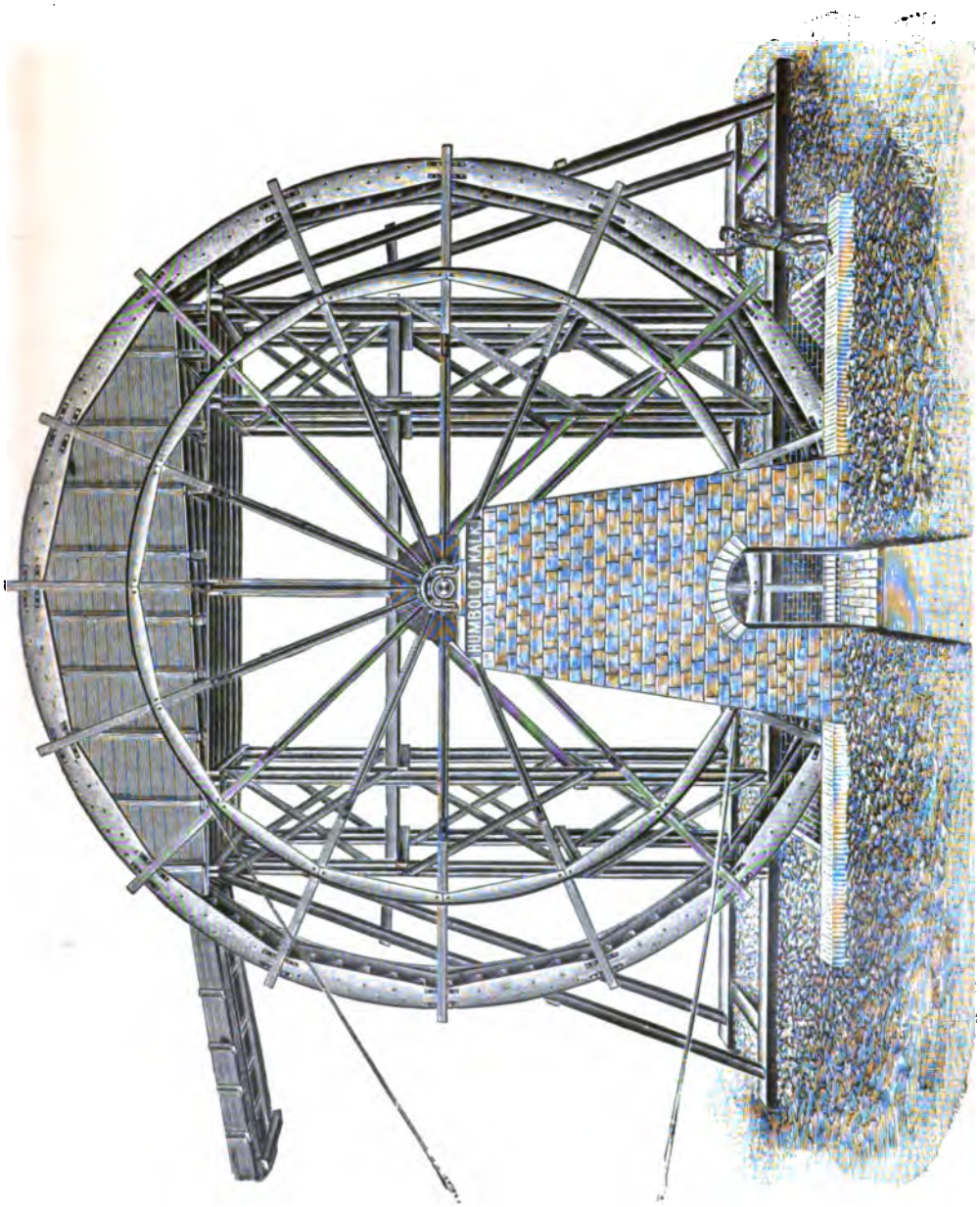


FIG. 234. — Roue élévatrice de tailings, en bois.

garnies à l'intérieur de la coquille avec de l'acier dur, chrômé ou manganésé, ont été d'abord employées et sont même encore en

usage dans nombre de cas. Leur usure est considérable, indépendamment du mauvais rendement théorique de toute pompe centrifuge à sable.

Aussi l'emploi des *grandes roues à augets* tend-il à se généraliser de plus en plus. Ces roues, comme l'indiquent les figures 233, 234

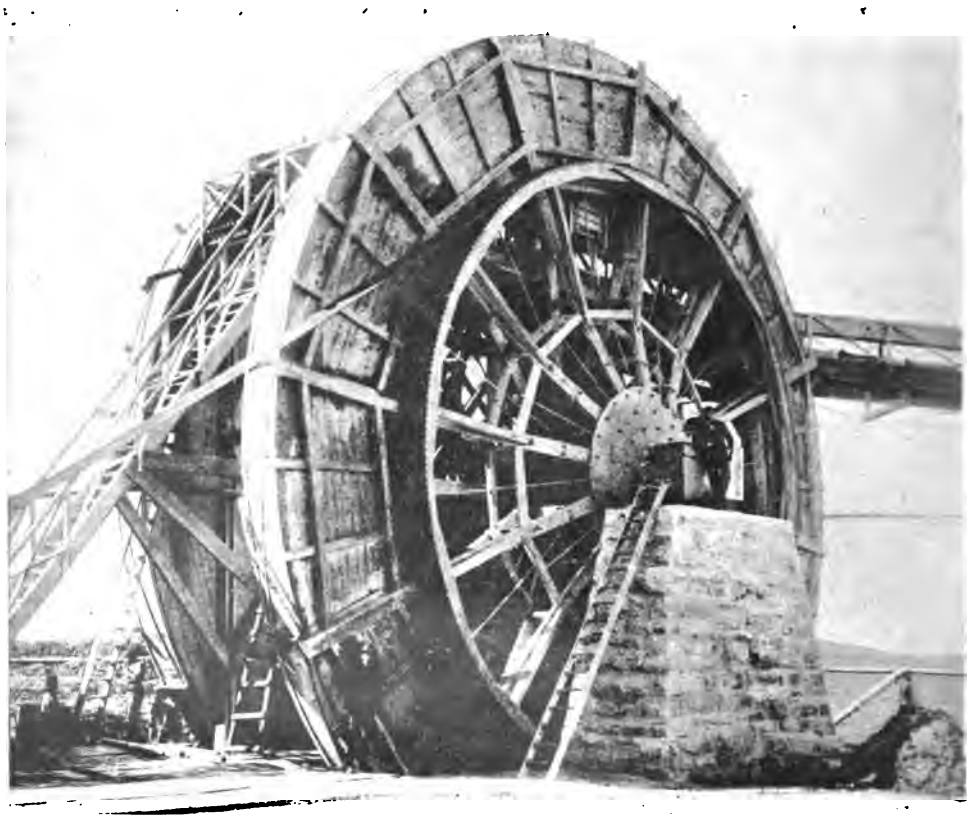


Fig. 235. — Roue à tailings de l'Angelo-Driefontein (220 pilons).

et 235 s'établissent soit en fer, soit en bois. On les construit en bois toutes les fois que cela se peut faire, afin d'économiser le transport de ce matériel encombrant. Dans ce cas, il n'y a rien à expédier sur les lieux que la garniture métallique comprenant l'arbre, les moyeux, les paliers, les plaques d'ancrage, les contrefiches et éclisses métalliques, les tôles et boulons, le tout accompagné des plans détaillés des charpentes à scier sur place.

Ces roues sont à simple ou à double rangée de godets, suivant les quantités à élever. Il est préférable de les *conduire par courroies ou par câbles*, afin d'éviter le transport d'un harnais de réduction et d'une grande couronne dentée.

Voici les dimensions, poids, etc., de ces roues élevatoires en fer avec double rangée d'augets.

MODÈLE N°.....	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Diamètre de la roue élévatoire en mm.....	4.500	6.100	7.600	9 150	10.670	12.200	13.600	15.200	16.800	19.800
Poids approxim. de la roue élévatoire, emballage ordinaire compris. kilos.	3.800	5.000	7.500	10.000	12.500	15.000	18.500	23.000	28.000	38.000
Poids approxim. de la roue élévatoire, emballage maritime compris.. kilos.	4.200	5.600	8.400	11.300	14.000	17.000	20.300	25.000	30.500	41.500
Cube approxim. pour transport maritime, en mètres cubes.....	6	8	10	12	13	14	16	18	20	27

Sluices. — Toutes les fois que la pente le permet, on en profite pour faire écouler les pulpes et les slimes par la simple gravité, avec accompagnement d'une quantité d'eau suffisante pour assurer l'entraînement complet des matières solides. C'est de cette façon que s'opère en général le transport des pulpes depuis le moulin proprement dit jusqu'aux bacs de cyanuration.

On évacue aussi par « sluicing » les résidus épuisés des bacs. C'est même un dispositif essentiellement économique à recommander quand on a de la pente et de l'eau en quantité suffisante à sa disposition, le pelletage des slimes dans les bacs étant une opération longue et assez coûteuse. A la mine *Camp Bird*, par exemple, on est arrivé à vider, au moyen de ce véritable *procédé hydraulique*, des bacs de tailings épuisés contenant 100 tonnes de résidus en *deux heures de travail d'un seul ouvrier*.

Cuves de cyanuration. — Ces récipients se font en bois ou en tôle d'acier. L'une et l'autre de ces matières ont leurs défenseurs. On reproche aux cuves en bois de donner lieu à des pertes et de ne pas durer longtemps, surtout dans les climats tropicaux. Les cuves métalliques sont plus coûteuses, mais elles sont aussi plus faciles à monter.

Cuves en bois. — Il n'est pas prudent de construire les cuves avec des douelles ayant moins de 75 millimètres d'épaisseur pour des diamètres atteignant 6 mètres et au-delà. Au Transvaal, les grandes cuves ont jusqu'à 125 millimètres d'épaisseur de douelles. On leur donne une forme légèrement conique, afin de faciliter leur construction et leur montage.

Les pièces de fond doivent avoir 30 centimètres de largeur. On les assemble, à grain d'orge, avec les douelles. Cet assemblage est le point faible, où se produisent le plus facilement les fuites, il doit donc être fait avec le plus grand soin. On fixe en général le fond sur la charpente au moyen de grands clous.

Cerclage. — Les cercles sont en fer plat de 75 millimètres de large et de $4^{mm},5$ d'épaisseur. Leur distance ne doit pas dépasser 25 à 30 centimètres. On met, en général, deux de ces cercles à la base de la cuve, et l'un d'entre eux doit en tout cas se trouver au niveau du fond.

Le serrage des cercles demande beaucoup d'adresse. Si on serre trop, on a des ruptures au moment où le bois se gonfle au contact de l'eau : il faut effectuer ce serrage progressivement.

On protège le bois par deux couches de peinture : à l'intérieur on n'applique cette dernière qu'après avoir rempli la cuve d'eau. On la vide, on la laisse égoutter et on applique la peinture sur le bois une fois sec, mais resté humide dans l'intérieur. De cette façon on empêche les fissures ultérieures dans la couche protectrice.

La meilleure des fondations pour les cuves, c'est la maçonnerie. Si on est amené, pour raison d'économie ou autre, à employer du bois, il faut établir la base sur une série de pièces de 15/20 équidistantes de 60 centimètres, reposant sur un châssis de traverses de 7 1/2 sur 30 centimètres, écartées aussi de 60 centimètres. Les pièces de 15/20 doivent être parfaitement dressées. Elles sont sciées à la longueur convenable pour que le fond et non le peigne de la cuve repose sur elles. On donne à ce plan de pose une faible inclinaison vers le côté où se trouve la porte de décharge, de façon à permettre un égouttage complet. On donne en général 1/2 0/0 de pente.

La filtration s'opère par un double fond formé par une série de voliges clouées sur le fond et ayant une hauteur de 5 centimètres ; leur distance est de 25 millimètres. Toutes ces pièces aboutissent à un cadre circulaire distant de la paroi de la cuve de 25 milli-

mètres aussi. Au dessus de ce plancher on pose d'abord une natte en fibre de coco ayant la forme du châssis et arrivant juste à l'extrémité du cadre circulaire. Au-dessus on place la toile de filtration circulaire aussi, mais dépassant la dimension du cadre de 15 centimètres environ. On assure le serrage au moyen d'une corde qu'on enfonce avec un ciseau de calfat et à coups de maillet dans l'espace annulaire restant entre le cadre et la paroi de la cuve, en y pinçant la toile filtrante. De cette façon, l'intérieur du filtre est absolument séparé des matières à filtrer.

Les portes de déchargement peuvent être réservées soit sur les côtés, soit dans le fond. Les premières sont utilisées dans la méthode qui exige le pelletage à la main. On munit alors ces portes d'un bec permettant de charger la matière dans des wagonnets circulant sur une voie *ad hoc*.

Cuves en fer. — Voici un tableau qui donne les dimensions et poids des cuves en tôle d'acier les plus usuelles pour la cyanuration telles que les construit la maison Humboldt à Kalk (*fig.* 235).

MODÈLE N°.....	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Dimensions de la cuve :										
Diamètre..... mm.	6.100	6.100	7.620	7.620	9.150	9.150	10.670	10.670	12.200	12.200
Hauteur de l'enveloppe. mm.	1.830	2.135	1.830	2.135	1.830	2.135	1.235	1.830	2.135	2.440
Epaisseur de tôle de l'enveloppe..... mm.	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Epaisseur du fond en tôle mm.	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6
1. *Cuves d'extraction avec trop plein :*										
Poids approxim., emballage ordinaire compris.. kilos.	4.300	4.550	5.850	6 200	7.650	8.000	9.600	10.050	12.200	12.750
Poids approxim., emballage maritime compris.. kilos.	4.500	4.750	6.100	6.450	7.900	8.300	9.900	10.400	12.550	13.100
Encombrement approx. pour transport maritime... m³.	3	3,5	3,5	3,8	4,0	4,3	4,6	5,1	5,5	6,0
2. *Cuves d'extraction sans trop plein :*										
Poids approxim., emballage ordinaire compris.. kilos.	3.700	4.000	5.150	5.500	6.750	7.200	8.600	9.100	11.150	11.650
Poids approxim., emballage maritime compris.. kilos.	3.800	4.100	5.300	5.640	6.900	7.350	8.800	9 200	11.400	11.900
Encombrement approx. pour transport maritime .. m³.	2,7	3	3	3,3	3,4	3,7	3,8	4,1	4,2	4,5

La décharge par le fond convient surtout dans la méthode simple où les tailings sont évacués directement au moyen d'un jet d'eau qui

les entraîne dans le sluice d'évacuation. Ces portes de fond sont bouchées par un tampon qui est manœuvré par la partie supérieure de la cuve.

ACCESSOIRES POUR CUVES D'EXTRACTION

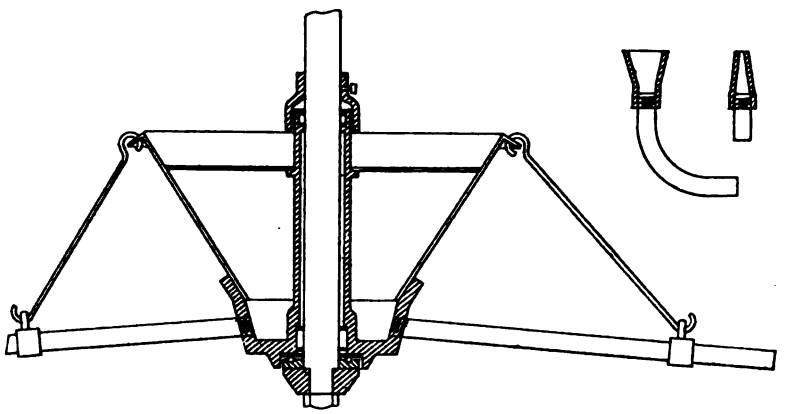
Diamètre de la cuve..... mm.	6.100	7.620	9.150	10.670	12.200
1. *Distributeur automatique de sable :*					
Poids approx. emballage ordinaire compris..... kilos	320	340	420	450	580
Poids approx. emballage maritime compris.....	380	400	490	520	660
Encombrement approx. pour tranport maritime..... m³	0,6	0,7	0,9	1,0	1,2
2. *Fermetures pour ouvertures d'écoulement :*					
Diamètre de l'ouverture..... mm.	450	450	450	450	450
Nombre d'ouverture pour chaque cuve....	2	4	6	6	8
Poids approx. emballage ordinaire compris..... kilos	150	300	450	450	600
Poids approx. emballage ordinaire compris..... kilos	200	400	600	600	800
Encombrement approx. pour tranport maritime..... m³	0,3	0,6	0,9	0,9	1,2

FIG. 235. — Cuve de cyanuration en tôle d'acier.

Distributeurs. — Les distributeurs sont de petits appareils destinés à répartir également la pulpe dans les cuves, de façon à éviter qu'il puisse s'établir des courts-circuits dans la filtration.

Tous ces distributeurs sont basés sur le principe du *tourniquet hydraulique*, classique dans les cours de physique élémentaire.

Distributeur Butter et Meind. — Un des plus répandus et des plus commodes est le distributeur, Butter et Meind dont je donne la coupe à la figure 236. Cet appareil est suspendu à un petit chariot mobile sur un rail placé au-dessus des cuves, de sorte qu'il peut servir indifféremment pour l'une quelconque d'entre elles. Il est formé essentiellement d'un cône en tôle monté sur une garniture en fonte d'où partent les huit bras de distribution. Une gou-



Distributeur Butter et Meind.

Fig. 236.

lotte amène les matières dans le cône de distribution et les verse le plus près possible de l'axe, de façon à éviter toute irrégularité de débit. Il existe diverses dimensions de ces distributeurs suivant le débit qu'ils doivent assurer. La pente des bras est de 1/12e et leur diamètre varie, suivant les grandeurs, de 35 à 60 millimètres. Tous les bras ne sont pas de même diamètre ni de même longueur. Les bras courts ont 50 millimètres de diamètre, les moyens 62 et les longs 75. Les ajutages de décharge sont en général coulés séparément et ajustés sur place. On les règle à la demande de l'admission.

Les longueurs de bras sont en général, en mètres : 3,98, — 3,45, — 2,85, — 2,40, — 1,65 et 0,75. Ils sont placés symétriquement deux par deux, de façon à s'équilibrer. La décharge de tous ces ajutages doit couvrir également la totalité de la surface de la cuve.

Un grillage horizontal empêche que des impuretés, morceaux de bois, etc., ne viennent boucher les ajutages.

Mode de remplissage. — On peut faire fonctionner le distributeur de deux façons différentes : ou bien remplir la cuve d'eau avant de commencer la distribution ou, au contraire, commencer à actionner le distributeur sur une cuve vide et laisser filtrer le liquide dès le commencement du remplissage. C'est ce que les Américains appellent le « *dry filling* ». Ce dernier système de travail offre deux avantages :

1° Les slimes de la pulpe sont également répartis dans les sables, tandis que, dans le système opposé, ces slimes restent en suspension, se déposent par lits et rendent la perméabilité moins grande;

2° Pendant la durée du remplissage une grande quantité de solution traverse les matières qui se trouvent déjà dans la cuve, ce qui augmente d'autant la durée du traitement; mais, en tout cas, la charge effectuée avec le « *dry filling* » est plus poreuse qu'avec l'autre mode de remplissage.

La quantité de solution qui passe à travers une cuve de 140 tonnes pendant la durée du remplissage est de 700 tonnes, soit 5 tonnes de solution par tonne de sable. C'est on le voit, une quantité qui est loin d'être négligeable.

La durée du remplissage d'une grande cuve de 9 mètres sur 1^{m},80 est de *soixante heures*. Une cuve de 115 tonnes dans le Dakota se remplit en *trente-huit heures*.

Précipitation par le zinc. — La précipitation par le zinc s'effectue dans des caisses en bois, de forme spéciale, divisées en un certain nombre de *compartiments* ou *casiers* au moyen de parois étanches en bois, chacune contenant une caisse à fond à claire voie, constitué par un tamis en fer sur lequel on entasse le zinc en fils. La solution arrive par un tuyau, remonte de bas en haut à travers la masse des fils de zinc, redescend entre les deux parois qui séparent chaque compartiment du suivant, remonte de nouveau à travers le zinc en fils contenus dans le compartiment n° 2, et ainsi de suite (*fig.* 237).

On comprend qu'il est indispensable que tous les casiers soient bien isolés les uns des autres, sinon l'épuisement en or de la solution ne serait plus méthodique. Les assemblages sont, à cet effet, exécutés avec soin, à queue d'hironde.

On commence à employer des caisses de précipitation en tôle, qui sont plus étanches que celles en bois. L'action du fer sur les dissolutions cyanurées est nulle ou à peu près, surtout si on a le soin de protéger le métal contre l'attaque par une peinture au vernis. C'est d'ailleurs ce qu'il faut faire en tout cas pour les grillages qui constituent le fond des compartiments.

Ces grillages sont formés par des toiles métalliques numéro 14, fabriquées avec du fil de 3 millimètres de diamètre. On munit ces sortes de paniers de *poignées*, de façon à en permettre le facile maniement.

Le fond de la caisse doit être mortaisé avec les faces et solide-

Fig. 237. — Caisse de précipitation par le zinc.

ment entretoisé par des tirants traversant toute la caisse. Toutes les parties mortaisées doivent être passées à une peinture siccative avant d'être assemblées.

Chaque caisse de précipitation porte à ses deux extrémités un compartiment préparatoire de faible largeur. Celui de tête, qui reçoit la solution aurifère, doit avoir 45 centimètres de largeur et celui de queue, par lequel passe la solution épuisée avant sa sortie, a seulement 30 centimètres.

Il est très important de disposer la caisse de façon que toute la récolte puisse s'opérer *sans que les manœuvres aient à toucher au produit*. Il faut éviter le *ramassage à la pelle* ou le *brossage à la main* des compartiments.

A cet effet, on donne au fond des compartiments une légère pente vers le côté où se trouve le canal d'écoulement. Une ouverture de 30 millimètres de diamètre, fermée avec un bouchon de caoutchouc, empêche l'écoulement en temps ordinaire.

Ce canal de récolte donne dans un sluice collecteur qui conduit les matières dans un bac où elles se réunissent ainsi, automatiquement.

Longueur des caisses. — La longueur des caisses à zinc dépend de la facilité avec laquelle se produit le dépôt de l'or. On tend à présent à revenir à des dimensions moindres que celles primitivement considérées comme indispensables. Dans beaucoup de cas, le dépôt de l'or est complet dès le troisième compartiment.

Le nombre des caisses est aussi assez variable. On considère en général qu'avec trois caisses ayant les dimensions représentées à la figure 237, on a une surface de zinc suffisante pour desservir un moulin traitant 75 tonnes par jour, du moins en ce qui concerne la quantité de *solution forte* que produit un pareil moulin. En y ajoutant deux caisses de plus pour les *solutions faibles*, on a la certitude de pouvoir tout traiter sans surcharger les appareils.

Les caisses de précipitation doivent être montées à une certaine hauteur *au-dessus du sol de l'atelier*. Le sol doit être *cimenté* afin de pouvoir balayer les débris qui peuvent s'y trouver après un nettoyage, débris qui sont *toujours riches* en métal précieux.

On donne, en général, une pente longitudinale de 10 centimètres sur la longueur totale de la caisse ($5^m,40$). Il n'est pas utile de donner davantage.

Voici les dimensions des caisses à zinc les plus usuelles :

MODÈLE N°	1	2	3	4	5
Nombre des compartiments chargés de copeaux de zinc	8	8	8	8	8
Contenance de chaque compartiment en copeaux de zinc ..... m^3	0,0283	0,0567	0,0849	0,142	0,283
Espace occupé — longueur ..... mm	3.300	4.000	4.250	4.500	4.800
Espace occupé — largeur ..... mm	700	750	850	1.000	1.200
Espace occupé — Hauteur ..... mm	1.100	1.220	1.320	1.420	1.520
Poids approx., emballage ordinaire compris ..... kilos	750	900	1.000	1.200	1.500
Poids approx., emballage maritime compris ..... kilos	850	1.000	1.100	1.350	1.700
Cube approx. pour transport maritime. m^3	2,8	3,4	3,6	4	6

Filtres-presses. — Pour terminer cet examen des appareils

spéciaux au traitement des minerais d'or par la cyanuration, je dois signaler l'emploi récemment introduit des filtres-presses dans ces opérations. C'est en Australie que s'est tout d'abord répandu l'emploi de cet appareil, j'en ai précédemment dit la raison. De là il a commencé à se répandre dans les autres pays où la cyanuration est en usage.

On sait que les filtres-presses, très employés dans la sucrerie et en général dans toutes les industries qui ont à filtrer, à laver ou à épuiser par des dissolvants des matières pulvérulentes, sont constitués essentiellement par une série de plateaux en fonte rabotée et en tôle entre lesquels se trouvent placées deux pièces de toiles filtrantes ou de drap qui reçoivent dans leur milieu les matières à filtrer. Ces dernières sont forcées de s'y accumuler par une pression extérieure obtenue en général par un monte-jus. Ces draps, ou feutres de filtration, s'appuient par leur face extérieure sur une paroi percée de trous qui permet aux liquides clairs qui s'échappent à travers le tissu de s'écouler au dehors par des ouvertures, munies de robinets vissés dans chacun des plateaux.

Un dispositif spécial de distribution permet, une fois que les alvéoles comprises ainsi entre les plateaux successifs ont été remplies de matières fines comprimées, de les faire traverser par un liquide, eau pure ou solution cyanurée, ou même simplement par de l'air qui pénètre sur une face du tourteau et qui sort par l'autre côté.

Tous ces cadres sont munis de deux oreilles, venues de fonte avec lui, qui s'appuient sur deux colonnes horizontales en fer rond, assurant ainsi le parallélisme des faces rabotées destinées à venir en contact.

La figure 238 donne une idée de l'ensemble d'un grand filtre-presse.

On peut épuiser dans ces appareils des slimes très fins, qui ne donnent aucun résultat par les méthodes ordinaires de percolation, à cause de leur compacité qui s'oppose à la filtration dans les cuves. On peut les traiter au filtre-presse d'après deux méthodes bien distinctes.

1° L'eau boueuse provenant des caisses pointues est, soit refoulée directement par une pompe dans le filtre-presse, soit décantée d'abord dans des cuves de dépôt, puis ce dépôt est lui-même amené, dans

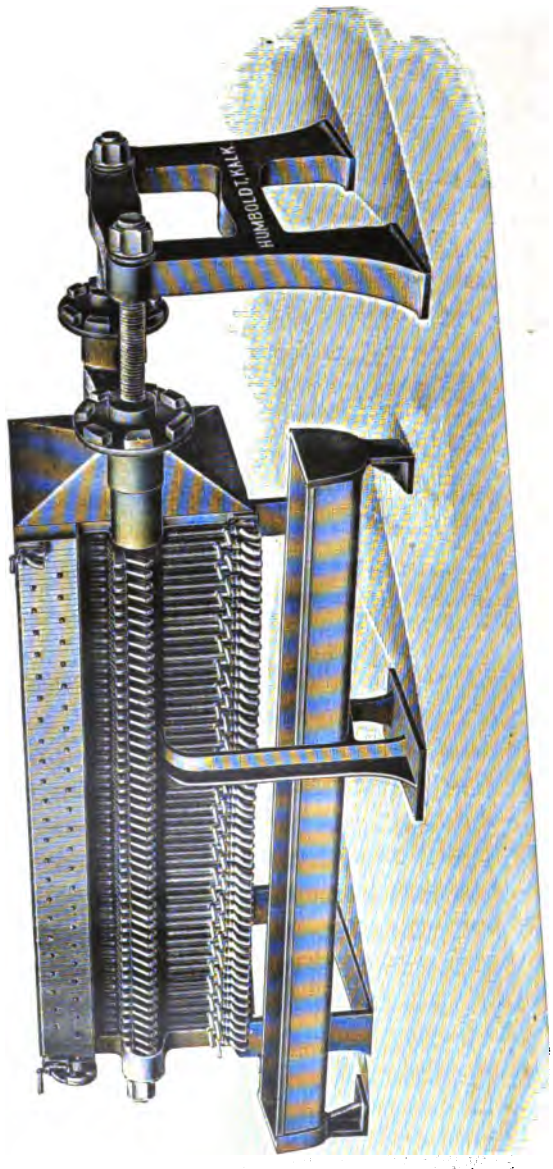


Fig. 238. — Filtre-presse de 50 plateaux, avec serrage à la main.

cet état d'épaississement, à l'aide de monte-jus à air comprimé, dans les filtres-presses.

Les tourteaux formés dans le filtre-presse sont lavés ensuite avec une dissolution faible de cyanure de potassium jusqu'à ce que tout l'or soit dissous.

2° Dans le deuxième cas, on laisse l'eau boueuse se déposer dans des cuves; on décante l'eau claire, puis on mélange le résidu avec une dissolution faible de cyanure de potassium, et on remue le mélange dans les cuves à agitation jusqu'à ce que l'or soit passé en dissolution.

Des cuves à agitation, l'eau boueuse est foulée au moyen d'une pompe centrifuge ou bien par un monte-jus, à air comprimé, dans le filtre-presse qui retient les slimes, tandis que la solution aurifère s'écoule pour être traitée par précipitation.

Ce n'est que lorsque la solution aurifère, pouvant encore rester dans le tourteau, a été lavée par une liqueur faible, diluée, de cyanure de potassium puis par de l'eau claire, que la presse peut être ouverte et vidée.

Les boues fines, provenant du bocardage à sec, sont traitées également d'après la seconde méthode, — c'est-à-dire dans des cuves à agitation d'abord, puis dans les filtres-presses.

Ce sont les filtres-presses comprenant 50 chambres de 1.000 × 1.000 millimètres de surface et de 50 à 75 millimètres d'épaisseur de tourteaux qui sont les plus employés.

En ce qui concerne la détermination des dimensions et du nombre de filtres-presses nécessaires pour une installation à créer, on peut admettre qu'une presse pour tourteaux de 50 millimètres d'épaisseur a une contenance d'environ $2^{m3},13$, correspondant à environ 3.000 kilogrammes de slimes secs. Une presse pour tourteaux de 75 millimètres d'épaisseur a une contenance d'environ $3^{m3},30$, correspondant à environ 4.500 kilogrammes de slimes secs.

Le remplissage d'une presse, le lavage des slimes, sa vidange et sa remise en service, demandent environ trois heures, de sorte que, en vingt-quatre heures, on peut faire en moyenne huit charges.

Les filtres-presses sont construits soit avec fermeture à levier, soit avec fermeture hydraulique. Lorsque le lavage a été bien fait, l'extraction de l'or est complète. Toutes les pièces en contact avec la dissolution de cyanure de potassium doivent être construites entiè-

rement en fer. Ces appareils doivent en outre être pourvus de chenaux latéraux récepteurs pour slimes et solutions, ainsi que de robinets d'écoulement pour chaque plaque.

Voici un tableau qui donne le poids et les dimensions des modèles les plus courants de filtres-presses. Ces poids s'entendent pour les presses complètes, avec tous leurs accessoires.

MODÈLE N°	1	2
Epaisseur des tourteaux ..... mm.	50	75
Nombre des chambres.....	50	50
Contenance approxim. de la presse en slimes secs .... kilos.	3.000	4.500
Contenance approxim. de la presse en slimes secs .... m³.	2,13	3,3
Surface totale approx. des filtres..... m².	85	85
Espace occupé par la presse longueur.. mm.	6.100	7.100
Espace occupé par la presse largeur ... mm.	2.100	2.100
Espace occupé par la presse hauteur... mm.	1.800	1.800
Poids approxim., emballage ordinaire compris ..... kilos.	19.000	24.000
Poids approxim., emballage maritime compris ..... kilos.	21.000	26.000
Encombrement approxim. pour transport maritime ..... m³.	15	18

Procédé Hendryx. — Voici d'après le *Mining and Scientific Press* de San Francisco les résultats obtenus par M. *A. Hendryx* de *Los Angeles* (Californie) par le procédé qu'il a appliqué, dans des moulins de cyanuration, à des minerais contenant une valeur d'environ $ 50, par tonne, dépendant d'exploitations minières qui n'arrivaient à tirer parti de leur minerai qu'en envoyant leurs concentrés aux fonderies de la Colombie Britannique, ce qui les constituait en perte.

La caractéristique du procédé Hendryx consiste dans l'emploi d'agitateurs d'un modèle spécial pour faciliter la dissolution de l'or dans la liqueur cyanurée, après un broyage préalable dans un moulin californien ordinaire, suivi d'un moulin Huntington.

La cuve d'agitation qui fait suite au moulin Huntington a 16 pieds de diamètre et comporte une partie cylindrique de 9 pieds de haut et un fond tronconique de 8 pieds de profondeur.

Cet appareil a une capacité d'environ 100 tonnes par jour, en admettant qu'il puisse traiter trois charges pendant une durée de huit

heures chacune, ainsi que l'expérience l'a démontré. L'agitation du minerai broyé est produite par la rotation de palettes au sein d'une dissolution très faible de cyanure de potassium en même temps qu'on provoque la précipitation de l'or sur des plaques au moyen d'un courant électrique. La pulpe est chargée dans l'agitateur dans une proportion convenable, avec addition d'une quantité suffisante d'alcali pour détruire l'acidité.

La richesse en cyanure de potassium ne doit pas dépasser 0,05 0/0.

L'agitateur est un des dispositifs essentiels de la méthode. Voici comment il est installé. Au centre du réservoir se trouve un tuyau cylindrique qui occupe toute sa hauteur et dans lequel tourne un axe vertical suspendu portant des ailettes aspiratrices, dont la révolution produit une circulation intense du liquide. Les anodes placées dans la partie annulaire du réservoir sont ainsi constamment en contact avec le liquide en mouvement. Le courant nécessaire au dépôt est fourni par une petite dynamo, d'un type analogue à celles qui sont employées pour la fabrication des objets argentés.

Lorsque les essais prélevés sur la solution montrent que l'opération est terminée et que tout l'or a été précipité, on lève la soupape de décharge placée au fond du réservoir conique et on procède au traitement d'une nouvelle charge :

Quant au résidu, après l'avoir fait passer dans un bac où se produit le dépôt de boues, on pompe de nouveau la solution claire pour une opération suivante, et les tailings sont évacués.

Les avantages de ce procédé sont les suivants :

1° Il donne un coefficient d'extraction au moins aussi élevé que tout autre procédé de cyanuration ;

2° Il donne le métal précieux sous forme d'un dépôt métallique immédiatement vendable sans passer par les opérations supplémentaires de précipitation au moyen du zinc, ni par le raffinage de l'or brut mélangé au zinc ;

3° La perte en cyanure est plus faible que dans toute autre méthode, à cause de l'aération parfaite des liquides et de la régénération de cyanure, due au courant électrique ;

4° Le travail étant beaucoup plus rapide, les frais de premier établissement sont notablement inférieurs au procédé sans agitation ;

5° Enfin, il peut s'appliquer dans n'importe quel moulin californien ou autre.

Aucune des opérations que je viens de décrire n'est, en réalité, une nouveauté; mais la caractéristique intéressante de ce dispositif est la possibilité de mettre 50 tonnes de minerai à la fois dans un réservoir, d'obtenir une circulation régulière de la pulpe et de la maintenir dans une condition d'homogénéité parfaite, malgré sa tendance à se précipiter dans le fond de l'appareil.

Il est certain que le procédé ne peut réussir que si l'or contenu dans les minerais traités est soluble dans le cyanure de potassium; mais il paraît bien certain que, s'il en est ainsi, le minerai peut être traité plus rapidement et plus économiquement que dans les méthodes par percolation.

Dans un moulin du Montana, dans lequel on broie 200 tonnes par jour de minerai poreux, complètement oxydé et facilement attaqué par le cyanure de potassium, le minerai exigeait un traitement dans des réservoirs de vastes dimensions pendant six à huit jours.

Avec l'agitateur Hendryx, on a obtenu un rendement de 97,4 0/0 de l'or contenu dans le minerai, en quatre heures, avec un broyage assez grossier (tamis 12 mesh) et avec une consommation de cyanure de moins de 1/4 de livre (110 grammes) par tonne de minerai.

Un agitateur de 16 pieds de diamètre a une capacité de 200 tonnes par jour, et l'or est obtenu sous forme métallique, vendable tel quel, sans opération de raffinage ultérieure.

Consommation de zinc. — Deux causes, l'une *chimique*, l'autre *mécanique*, concourent à la consommation et aux pertes de zinc dans la cyanuration. Il est intéressant de les analyser séparément et de se rendre compte non seulement du déchet de zinc *par tonne de minerai traité*, mais aussi de rapporter ce chiffre au *volume des solutions aurifères* précipitées par ce réactif.

La perte chimique est mesurée par la quantité de zinc dissoute pendant l'opération. La perte mécanique est le déchet en zinc métallique qui se produit pendant la récolte des boîtes.

Les solutions cyanurées aurifères consomment, en général, une quantité de zinc, qui est, au poids d'or précipité, *dans le rapport*

de 16 *contre* 1. Dans les solutions argentifères, ce rapport tombe à 1 *pour* 3 et même à 1 *pour* 1 du métal déposé.

Le résidu des boîtes à zinc se divise en deux portions : les particules métalliques, qui passent à travers un tamis ayant une dimension de mailles égale à celle du grillage qui forme le fond des boîtes à zinc ; (c'est d'ordinaire le numéro 8-mesh qui est adopté). L'autre portion comprend toutes les matières, ayant passé à travers le 8-mesh, mais qui sont refusées par un tamis numéro 60-mesh. Les fines qui passent à travers ce dernier sont fondues directement.

La partie métallique refusée par le tamis 8-mesh, lorsqu'elle a une tendance à s'agglomérer, ne doit pas être remise dans les boîtes de précipitation.

Il y a des mines dans lesquelles le tamisage est moins sévère et dans lesquelles on envoie à la fusion, sans inconvénient, tout ce qui a passé à travers un tamis numéro 12 seulement.

Causes des pertes. — Les pertes excessives de zinc, occasionnées par des causes mécaniques, sont les suivantes :

1° *Agitation inutile du zinc* pendant la précipitation, dûe au désir d'augmenter le plus possible le dépôt d'or *en brossant le zinc*, opération qui ne saurait être *trop réprouvée* ;

2° Oubli de *plonger le zinc dans l'eau*, aussitôt qu'on l'a *retiré des boîtes*, ce qui l'expose à l'oxydation et le rend cassant ;

3° *Circulation inégale de la solution*, provenant de l'engorgement des tamis, produisant des courants qui forment des vides dans l'éponge de zinc ;

4° *Mauvaise fabrication des tournures* de zinc donnant des tournures d'épaisseurs inégales qui tombent en morceaux quand la dissolution a atteint un certain degré ;

5° *Passage de grands volumes* de solutions *très faiblement chargées en or*, produisant un mince dépôt d'or sur de grandes surfaces de zinc. Ce dernier déchet est surtout sensible lorsque la tournure a été fabriquée à la main et non par un tour automatique

Les pertes excessives d'ordre chimique sont les suivantes :

1° *Trop grande alcalinité* de la solution ;

2° *Précipitation des bas métaux* tels que cuivre, mercure, manganèse, etc. ;

3° *Contact du zinc* dans les boîtes avec des *parties en fer non protégées.*

On a remarqué aussi que les solutions riches en cyanure sont plus actives, au point de vue des pertes d'ordre chimique, que les solutions faibles. Aucun métal étranger n'est plus nuisible que le *mercure* qui, en se déposant à la surface du zinc, le réduit parfois en une masse plastique, dont on peut extraire du mercure par compression à travers un linge.

La consommation de zinc par tonne de minerai dépend, en grande partie de la quantité de liquide qui passe sur les tournures. Un minerai qui se dissout lentement peut exiger peu de zinc pour en précipiter l'or contenu. Si, sur ce même minerai, on sépare les slimes, ce qui accroît, comme nous l'avons vu, la rapidité de la dissolution, la consommation de zinc par tonne de minerai traitée peut s'accroître, bien que la consommation par tonne de dissolution puisse être restée constante.

Il y aurait donc intérêt, au point de vue de la consommation du zinc, à *laisser enrichir les solutions cyanurées* en or avant de les faire passer aux boîtes, et de déplacer, avec de l'eau pure, ces solutions quand les boîtes resteraient inactives, afin de ne pas laisser inutilement le zinc plongé dans des solutions cyanurées.

Précipitation par le zinc en poudre. — La précipitation de l'or par le zinc en poudre est *très efficace*. La difficulté principale réside dans la récolte du précipité et dans le traitement par l'acide du résidu provenant du filtre-presse.

La précipitation par le zinc en poudre est employée à *Mercur* (*Utah*), à *De La Mar* (*Nevada*), à *De Lamar* (*Idaho*), etc. A la mine De La Mar, la précipitation complète de l'or s'obtient par une agitation de cinq minutes seulement. On recueille le précipité dans des boîtes à zinc ordinaires, garnies d'étoupe en guise de filtre. A cette même mine, la consommation de zinc en poudre est, d'après M. *Walter H. Virgos*, de 3 à 4 lb. (1.360 à 1.814 grammes) de zinc en poudre par tonne de minerai traité.

Exemple de pertes de zinc. — Un moulin de cyanuration au Mexique, comportant une batterie de 15 pilons broyant à l'eau, traite mensuellement 660 tonnes de sables et 390 tonnes de slimes, ensemble 1.050 tonnes de minerai. La cyanuration des deux catégories se fait dans des ateliers séparés, de sorte que la comparaison est facile.

La teneur en or et argent des deux produits est sensiblement égale.

Dans l'un et l'autre de ces ateliers, la consommation de zinc est de 500 grammes environ par tonne passée. Voici d'ailleurs les chiffres :

Cyanuration des sables. — En quatre mois de travail, il a été passé à la cyanuration 2.646 tonnes. Les boîtes à zinc contenaient 1.397 kilogrammes de tournures, taillées au tour à main, dont on a extrait 151^{kg},3 de débris métalliques et 191^{kg},3 de dépôts fins.

Cyanuration des slimes. — 1.481 tonnes de slimes traitées ont nécessité dans des boîtes 784^{kg},7 de zinc, également taillé au tour à main, et on a récolté 458^{kg},5 de dépôts métalliques et 260^{kg},4 de produits fins.

La valeur des résidus métalliques provenant du traitement des sables a été 3,6 fois supérieure à celle des résidus du même genre provenant des boîtes de l'usine à slimes.

Voici le tableau comparatif des pertes dans les deux cas, réparties d'après leur origine.

MODE DE TRAITEMENT	PERTE MÉCANIQUE			PERTE CHIMIQUE	
	POIDS DE ZINC USÉ		Pour 100 de zinc employé	POIDS DE ZINC USÉ	
	Par tonne de minerai	Par tonne de solution		Par tonne de minerai	Par tonne de solution
	grammes	grammes	pour 100	grammes	grammes
Cyanuration des sables..	70	41,3	13,9	450	254
Cyanuration des slimes..	330	55	63,2	190	32

Les boîtes d'extraction de l'usine qui traite les sables sont au nombre de quatre, ayant chacune huit compartiments, avec une capacité totale de 1.150 litres (40,64 pieds cubes) recevant 584,64 livres de tournure de zinc, calculées à raison de 13,5 livres par pied cube, correspondant à une densité de 2,162 pour la tournure de zinc coupée au tour à main et pressée dans les boîtes. Le courant était admis à la vitesse de 1 tonne par heure pour chaque 25,4 pieds cubes de zinc pressé, ce qui est plus que suffisant, la vitesse admise

généralement étant de 1 tonne de solution par heure et par 20 pieds cubes de tournures.

Les boîtes de l'usine à slimes sont au nombre de 5; elles ont 5 compartiments chacune avec une capacité totale de 60 pieds cubes, recevant 810 livres de zinc. Vitesse d'écoulement : 1 tonne-heure de solution par 20 pieds cubes de tournures.

La précipitation était aussi parfaite dans l'une que dans l'autre de ces installations. La teneur en cyanure était de 0,32 0/0 pour le traitement des sables et de 0,04 0/0 pour celle des slimes.

On peut dire que dans les deux installations, les conditions diamétralement opposées se trouvaient en présence : dans l'une on passait une quantité comparativement faible de solution à forte teneur en KCy, dans l'autre un gros volume de solution faible. La perte chimique de zinc est élevée dans le premier cas, la perte mécanique dans le second. Cette dernière est dûe aussi, en grande partie, à l'état de la tournure de zinc, coupée au tour à main et par conséquent, irrégulière comme section. La preuve en est que, dans un moulin, voisin de celui dont je parle, qui traite des minerais identiques, provenant du prolongement du même filon, mais dans lequel le zinc est découpé par un tour automatique, la consommation de zinc n'a été que de 340 grammes de rognures de zinc par tonne de minerai.

Au Transvaal, ce chiffre tombe à 136 grammes (1/3 de livre).

Un pied cube de tournure de zinc, dans ces moulins mexicains, pèse, comme je l'ai dit plus haut, entre 12 et 13 lb. par pied cube (densité 2,15), tandis qu'au Rand, le chiffre moyen est de 7 lb. (densité 1,21). Cette différence tient à ce que la tournure grossière peut être pressée plus fortement dans les boîtes que les fils fins de zinc, sans se rompre. La question de la grosseur de tournure à choisir dépend d'ailleurs de la nature et de la proportion des particules métalliques tamisées. Lorsque cette proportion dépasse une limite raisonnable, il est préférable d'employer des fils fins. Si c'est la perte chimique qui domine, des tournures épaisses sont à recommander.

Il y a un *rapport étroit* et *invariable* entre le prix de revient de la mise de l'or sous forme de lingots et la *diminution* dans les pertes de zinc par *voie mécanique*. Pendant les quatre mois de travail précédemment analysés pour l'usine mexicaine, on a produit

610,40 kg. de résidus métalliques provenant du traitement réuni des sables et des slimes. Les frais de réduction de ces matières ont été les suivants : non compris la main-d'œuvre, le combustible et les creusets :

943 kilogr. d'acide à 13 cents	$122,59
741 kilogr. de carbonate de soude à 55 cents	4,07
7 kilogr. 41 de sable	» »
19 kilogr. 77 de borax fondu à $1,36	26,88
TOTAL	$153,54

Le poids des lingots purs obtenus ayant été de 7.876 grammes (353.3 onces troy), le prix de l'opération est ressorti à 60 cents (mexicains) par once de lingots fondus et à 12 cents, en laissant en dehors le coût du traitement par l'acide, qui forme le gros chiffre. Le résidu du traitement par l'acide représentait, en poids, 11 à 12 0/0 du poids total et avait une finesse en métal précieux de 12 à 13 0/0. La finesse de l'or en lingots était de 931 à 962 de métal fin.

Dans l'usine des sables, 191^{kg},3 de résidus fins, passant au tamis 40-mesh, ont été fondus avec les frais suivants :

20 kilogr. 60 de carbonate de soude	$11,35
35 kilogr. 01 de borax fondu	74,81
20 kilogr. 64 de sable	» »
TOTAL	$86,16

Le poids des lingots obtenus étant de 81^{kg},456 (2.618,86 onces troy), le prix de revient par once n'a été que de 3,28 cents. Ces fines titraient 42 0/0 d'or et donnaient un métal à un titre variant de 932 à 950.

A l'usine traitant des slimes, on a traité 260^{kg},4 de fines dont les frais de fusion ont été les suivants :

28 kilogr. de carbonate de soude	15$,40
90^{kg},07 de borax fondu	122 ,50
28 kilogr. de sable	» »
TOTAL	137$,90

Le poids des lingots étant de 37,446 grammes (1.203,91 onces troy), le prix par once a été de 11,4 cents.

Ces fines titraient 14 0/0 d'or.

La finesse des lingots qu'on en a retirés a été de 913 à 965.

Influence du cyanure double de zinc et de potassium. — Il résulte d'une étude très complète faite par M. *W. Virgoe* que la présence, dans les solutions sortant des boîtes à zinc, de cyanure double de zinc et de potassium, *ne détériore nullement la valeur de ces solutions* au point de vue de leur *pouvoir dissolvant sur l'or et l'argent* dans des opérations ultérieures pour lesquelles on fait emploi de ces liqueurs. Il a reconnu que ces solutions ne devenaient inactives *que dans le cas où elles cessaient d'être alcaline. Une solution active doit toujours contenir 2 parties de chaux libre pour une de zinc*, et pour être certain que ce résultat est acquis, il faut titrer la liqueur pour cyanure, avec et sans addition de chaux : les deux chiffres doivent être identiques.

D'autre part, on a reconnu que le zinc *n'a pas de tendance* à s'accumuler dans les solutions en circulation *au-delà d'une certaine limite*. L'addition, d'une certaine quantité d'alcali, dans une solution employée à la filtration, *diminue* en général le coefficient d'extraction de *l'argent* et *réduit aussi*, en même temps, la *consommation de cyanure*. Cela s'explique par ce fait que la solution étant devenue pauvre en alcali, son titrage ne fait ressortir que le *cyanure libre* et seulement *une faible partie* de celui qui est *combiné avec le zinc*, tandis que l'addition d'alcali, fait ressortir, au titrage pour cyanure libre, une plus grande proportion de cyanure double de potassium et de zinc ; mais comme le cyanure double est un médiocre dissolvant pour l'argent, le coefficient d'extraction de ce métal est diminué, en même temps qu'une diminution apparente dans la consommation de cyanure se produit.

Des essais comparatifs de pouvoir dissolvant de ces divers sels sur l'or, exécutés avec du cyanure de potassium et du cyanure de potassium et de zinc prouvent que ce dernier, appliqué seul, est *inférieur* en tant que solubilité dans son sein de l'or et de l'argent, mais que, *avec addition de chaux*, il est, à très peu de chose près, *aussi actif que le cyanure de potassium sur l'or* et *légèrement inférieur pour l'argent*. Ces essais tendent aussi à prouver que la présence du sel double de potassium et de zinc *réduit considérablement la consommation de cyanure*. Une grande partie de la perte

de cyanure dont on se plaint, en général, au commencement des opérations d'un moulin, est due, en réalité, à *l'oxydation de la solution* bien plus qu'à *l'absorption par le bois* des cuves et autres *raisons de circonstances*. Au fur et à mesure que la solution se charge en zinc, la consommation de cyanure décroît jusqu'à ce qu'elle arrive à son niveau d'équilibre, la présence du cyanure double protégeant contre l'oxydation. Il pourrait donc être avantageux d'ajouter du cyanure double aux solutions nouvelles qui entrent en rotation, toujours, bien entendu, *avec la proportion requise de chaux*, surtout dans les moulins qui se trouvent dans des conditions telles qu'ils n'ont qu'une faible perte chimique de zinc.

Sous quelle forme s'élimine donc le zinc des solutions en circulation dans un moulin? On admet, en général, qu'il se forme un précipité de cyanure de zinc, suivant l'équation :

$$2H^2O + Zn(NaO) + K^2ZnCy = 2ZnCy^2 + 2NaHO + 2KHO.$$

Cette réaction n'est pas conforme à ce qui s'observe en pratique, car on trouve toujours plus de zinc dans les solutions fortes en cyanure que dans les faibles, et, de plus, il ne semble pas possible que le cyanure de zinc puisse se précipiter dans une solution fortement alcaline ou contenant du cyanure double en excès. D'ailleurs, une simple analyse de la consommation chimique de zinc dans n'importe quelle installation de cyanuration montre clairement l'inexactitude de cette hypothèse.

Si on reprend les chiffres du traitement du moulin mexicain détaillés page 699, on voit que la consommation totale, en quatre mois, a été de 1.201^{kg},9 (2.644 lb.) de zinc. Si cette quantité avait été précipitée à l'état de cyanure simple de zinc, cela aurait nécessité une quantité de cyanure de potassium d'environ 2 lb. par tonne de minerai, ce qui est *quatre fois plus que la consommation constatée*.

En réalité le zinc se précipite à l'état de carbonate double de zinc et de potassium en vertu de la réaction :

$$ZnCy^2, 2KCy + 2Ca(OH)^2 + 2CO^2 = ZnCa(CO^2)^2 + CaCy + 2H^2O.$$

Cette précipitation se réalise au contact de l'acide carbonique de

l'atmosphère, soit dans les bacs collecteurs de la solution, soit à la surface des cuves, pendant la filtration.

La précipitation et la dissolution du zinc n'entraînant aucune perte de cyanure, il est avantageux, dans les cas où les précipités métalliques refusés par le tamis ne sont pas en trop grande quantité, *de les remettre dans les boîtes*, sur les tamis successifs, afin de les soumettre au courant de solution aurifère. On évite ainsi la dépense d'acide pour dissoudre le zinc en excès.

Il n'est pas probable qu'il puisse exister, de zincates alcalins en présence de cyanure en excès, car il y aurait immédiatement formation de cyanure double :

$$Zn\,(OK^2) + 4KCy = ZnCy^2 : 2KCy + 4KHO.$$

On peut, par conséquent, considérer, dans le titrage des solutions, que *tout le zinc est à l'état de sel double*, pourvu qu'on se soit assuré, au préalable, par une addition suffisante de soude, que la liqueur contient assez de cyanure pour pouvoir saturer le zinc sous cette forme. Par conséquent, si on déduit de la quantité totale de cyanure reconnue par le titrage avec un excès de soude, la quantité nécessaire pour saturer le zinc sous forme de cyanure double de zinc et de potassium, la différence constitue la quantité de cyanure à *l'état libre* dans la solution.

Les solutions qui circulent dans un moulin de cyanuration doivent être *constamment soumises à des analyses*. On s'apercevra alors que la dissolution des métaux précieux s'effectue en grande partie au moyen du cyanure double de zinc et de potassium, ce qui explique pourquoi le coefficient d'extraction est, surtout pour l'argent, inférieur à ce qu'il devrait être.

A ce point de vue, les solutions faibles doivent être *surveillées avec plus de soin que les riches*, parce que, dans celles-là, une proportion de zinc, même faible, transforme en sel double tout le cyanure libre existant dans la solution, et toute dissolution ultérieure de zinc au-delà de cette limite se fait sous forme de zincate alcalin. Dans ces conditions, une addition de cyanure à la solution a d'abord pour effet de transformer le zincate en cyanure double de zinc et de potassium, et ce n'est qu'après que cette transformation a été complète qu'il peut rester du cyanure libre dans la liqueur.

Lorsque les solutions étendues provenant du traitement des slimes ne donnent que de médiocres dépôts d'or dans les boîtes, il faut immédiatement se rendre compte *s'il y a assez de cyanure libre dans les solutions pour dissoudre l'hydrate de zinc* qui s'est formé par des actions électrolytriques secondaires à la surface des tournures de zinc.

Un excès d'alcali est absolument nécessaire dans toutes les solutions fortes ou faibles; enfin, tous les récipients doivent être de formes larges et peu profondes et permettre le libre contact de l'atmosphère.

Pour faire le titrage pour zinc, d'une solution il est préférable de décomposer la solution par l'acide chlorhydrique et de *chasser la totalité de l'acide cyanhydrique par l'ébulition* avant d'évaporer à sec. Si cette précaution n'est pas prise, le zinc reste sous une forme qui exige une attaque soignée et prolongée par de l'acide sulfurique concentré pour être dissous en totalité.

Traitement des précipités. — On fait de nombreux essais pour trouver un meilleur précipitant que le zinc métallique pour retirer l'or de solutions cyanurées.

L'hydrogène sulfuré, l'acide sulfureux, le sulfate de protoxyde de fer, précipitent l'or et l'argent des solutions cyanurées, mais toujours d'une façon incomplète. On a essayé aussi l'aluminium; mais son prix de revient est trop élevé et, de plus, il ne peut pas être employé dans des dissolutions contenant de la chaux.

On a employé aussi le charbon de bois, mais il entraîne une consommation exagérée de cyanure. Un autre grand défaut de ce précipitant c'est qu'on doit l'employer en grand excès, et il faut, par conséquent incinérer, une énorme quantité de charbon avec des risques de perte de métaux précieux pendant cette opération.

Il faut dire, d'autre part, que les cendres sont faciles à fondre, contenant elles-mêmes leur fondant et que les lingots obtenus par cette méthode sont d'un *titre élevé*.

Parmi les nombreuses méthodes électrolytiques proposées pour la précipitation, seule celle de *Siemens et Halske* ou l'une de ses variantes, ont donné des résultats avantageux. Toutefois cette méthode perd plutôt du terrain qu'elle n'en gagne.

En fait, on peut dire que la précipitation par le zinc se développe

de plus en plus, au fur et à mesure qu'on en connaît mieux l'emploi.

Un des points faibles de ce procédé a été jusqu'ici le raffinage des précipités recueillis dans des boîtes en zinc. Ils contiennent de 40 à 50 0/0 de métaux précieux et de 20 à 40 0/0 de zinc mélangé avec d'autres bas métaux, des métalloïdes, de la silice, de la chaux, etc., etc., ce qui rend difficile l'obtention des lingots d'un titre élevé sans réaliser de perte.

Le zinc est employé sous deux formes : en fils ou tournures de zinc et en poudre. Le zinc en poudre, proposé pour la première fois dans le procédé de bromo-cyanuration de *Sulman et Ted*, ne s'était guère répandu jusqu'à son emploi par *C.-W. Merrill*, à *Marysville*, *Montana* (*Utah*), et ensuite dans les usines de *Golden-Gate*, à *Mercur*. Dans ces derniers temps, un assez grand nombre de moulins américains l'ont adopté. On est arrêté dans son emploi par la difficulté de se procurer de la poudre de zinc de qualité uniforme et non oxydée, et aussi par cette circonstance, encore mal expliquée, que les précipités obtenus par la poudre de zinc ne prêtent pas avec la même facilité au traitement ultérieur par l'acide que ceux obtenus avec le zinc en fils ou en tournures.

Composition des précipités. — On peut admettre que les différents métaux qui constituent ces précipités se trouvent dans l'état suivant : l'or, l'argent et le cuivre à l'état de mélange intime ou d'alliage avec le zinc, le mercure sous forme d'amalgame, probablement d'amalgame de zinc ; le plomb, l'arsenic et l'antimoine sous forme de combinaisons indéterminées ; le fer et l'alumine à l'état d'oxydes hydratés, d'oxydes ou de silicates provenant de l'argile ; la chaux comme sulfate ou carbonate ou comme chaux hydratée ; le magnésium probablement comme carbonate ; la silice comme sable siliceux et comme silicate ; le zinc sous forme métallique provenant de l'excès des réactifs employés dans la précipitation ainsi que sous forme d'oxydes produits par l'oxydation pendant la manipulation des précipités et aussi combiné ou tout au moins intimement allié ou mélangé avec l'or, l'argent, le cuivre, etc. ; le cadmium, dont les affinités chimiques sont si voisines de celles du zinc forme aussi des alliages analogues.

On trouve, en outre, dans ces précipités, des matières organiques

de composition complexe. Toutes les impuretés dont je viens de donner la liste proviennent soit du minerai, soit du zinc qui, en pratique, n'est jamais pur, soit de la chaux employée pour neutraliser l'acidité du minerai.

Classification des méthodes de traitement. — Il existe trois méthodes générales de traitement des résidus :

1° Par grillage, avec ou sans agent oxydant (du nitrate de soude en général) et fusion des matières oxydées avec des fondants convenables pour les scorifier dans un creuset en graphite;

2° Par raffinage à l'acide, qui consiste à traiter d'abord les matières avec de l'acide sulfurique et de fondre ensuite le résidu avec des fondants convenables dans un creuset à graphite;

3° Enfin par fusion plombeuse, avec ou sans traitement préalable par l'acide.

1° **Traitement par grillage.** — Cette méthode a été plus ou moins employée à l'époque de l'introduction du procédé de cyanuration. Elle a même été, à un certain moment, pratiquée dans l'Afrique du Sud; mais elle n'a jamais pris aux États-Unis un développement considérable.

Le grillage des précipités se fait en général dans des mouffles en fonte, chauffés avec du charbon ou du bois. Les précipités sont étendus en couche mince sur la plaque de fond et remués de temps en temps pendant la durée de l'opération.

On a essayé aussi de griller dans des pans dont le fond était chauffé par un foyer à feu nu; mais on a abandonné ce mode d'opérer pour en revenir aux mouffles. On aide fréquemment l'oxydation par l'emploi du nitre qu'on ajoute aux précipités sous forme d'une solution concentrée avec laquelle on les humecte après avoir été desséchés préalablement; on ajoute en général de 3 à 5 0/0 de ce réactif.

Il ne faut pas dépasser la quantité strictement nécessaire pour obtenir l'oxydation des bas métaux, sous peine de voir détruire rapidement les creusets en graphite dans lesquels s'opère ultérieurement la fusion. On mélange ensuite les produits grillés avec des fondants convenables, de façon à scorifier la totalité des bas métaux qui ont été oxydés pendant l'opération.

Les avantages de cette méthode sont d'abord la simplicité de l'opération et ensuite la suppression de toute espèce de réactifs chimiques autres que les fondants.

Ses inconvénients sont :

La production de lingots à bas titre;

De fortes pertes de métaux précieux;

La difficulté d'obtenir un grillage complet;

Et l'usure rapide des creusets en graphite employés pour la fusion, surtout lorsqu'on s'est aidé du nitre pour la première opération.

Ces inconvénients sont si sérieux que la méthode tend à être abandonnée dans toutes les installations de cyanuration.

2° **Raffinage à l'acide.** — C'est l'acide sulfurique qui est universellement employé par l'attaque des précipités. L'acide nitrique n'a pas donné de bons résultats; quant à l'acide chlorhydrique, il paraît donner des résultats aussi bons que l'acide sulfurique, mais il coûte plus cher et peut, dans certains cas, donner lieu à des dégagements de chlore qui pourraient provoquer la dissolution de l'or. On a proposé aussi l'acide acétique, mais sans succès.

Le traitement par l'acide s'exécute en général dans des bacs en bois, garnis parfois de feuilles de plomb. Dans certaines installations on active l'action de l'acide par la chaleur, en introduisant un jet de vapeur dans la masse, au fond du baquet. Dans un grand nombre de cas, on se contente de la chaleur dégagée par le mélange de l'eau avec l'acide; le malaxage se fait, en général, à la main.

Le degré de concentration de l'acide est aussi très variable; on reconnaît cependant que les meilleurs résultats sont obtenus par de l'acide plutôt dilué (1 partie d'acide concentré pour 8 à 10 d'eau), tout au moins pour la première attaque. Si l'acide est trop concentré, il y a danger de formation de sous-sels insolubles des bas métaux, qui peuvent ne pas être complètement éliminés par le lavage.

Ces sulfo-sels se produisent surtout avec le zinc, résulat qui est d'autant plus fâcheux que c'est surtout ce métal qu'on se propose d'éliminer par le traitement à l'acide.

Dans les petites installations, mal organisées, on laisse déposer le précipité et on siphonne la dissolution claire qui surnage pour

ajouter une nouvelle quantité d'eau, on brasse la matière, on la laisse déposer et on siphonne de nouveau la solution claire. On répète cette opération jusqu'à complet lavage du précipité.

Ce mode d'opérer emploie beaucoup de temps; le sulfate de zinc ne peut jamais être complètement éliminé par ce moyen et, des pertes sérieuses de fines particules d'or sont à craindre dans ces siphounements répétés.

Il est préférable d'opérer avec un filtre à succion ou avec un filtre-presse. Ce dernier procédé est rapide et permet de laver d'une façon complète le précipité métallique avec une perte insignifiante. Après lavage complet du précipité, on procède à sa dessiccation dans un mouffle en fonte, chauffé seulement à sa partie supérieure pour éviter les pertes par projections. On ajoute alors les fondants convenables (borate de soude, carbonate de soude, path fluor, sable, etc.), de façon à obtenir une scorie fluide qui scorifie les bas métaux et qui ne retienne aucun grain de métal précieux.

La fusion s'opère dans des creusets en graphite comme dans le cas précédent. Les avantages du procédé à l'acide résident dans la finesse des lingots obtenus, finesse qui dépend d'ailleurs des soins apportés dans la conduite des opérations et aussi dans ce que les pertes sont moindres que dans le procédé par grillage.

Ses défauts consistent dans les installations qu'il exige et dans les pertes provenant des manipulations assez nombreuses qu'il entraîne.

En s'entourant de toutes les précautions, on doit s'attendre à une perte d'environ 1 0/0, mais il n'est pas douteux que, dans bien des cas, ce chiffre est dépassé. M. C.-W. Merrill, dans une communication récente, a établi que les pertes dans le procédé à l'acide varient de 2 à 6 0/0.

Il se dégage aussi, pendant l'attaque par l'acide, des quantités condérables de gaz nuisibles. S'il est resté dans le précipité quelques traces de cyanure, il se dégage de l'acide hydrocyanhydrique dont les vapeurs sont mortelles; l'arsenic, qui peut avoir été apporté par le zinc, forme de l'hydrogène arsénié qui est aussi un gaz dangereux, Il y a eu plusieurs cas de décès par l'hydrogène arsénié au moulin de Golden-Gate à Mercur (Utah), où on traite des minerais contenant du mispickel. On a été obligé, dans cette usine, d'employer un

mélange d'acide nitrique et d'acide sulfurique (1 partie d'acide sulfurique pour 2 d'acide nitrique) et d'installer de puissants ventilateurs pour renouveler l'air de l'atelier.

L'acide nitrique transforme l'acide cyanhydrique en acide cyanique et l'hydrogène arsenié en acide arsénique qui sont fixes.

Dans quelques moulins, on procède à un grillage préalable avant de traiter les minerais par l'acide. On obtient ainsi une élimination plus parfaite du zinc et des autres impuretés; mais les frais de traitement sont naturellement plus élevés que dans l'attaque directe.

Comme je l'ai dit plus haut, les précipités provenant du traitetement par le zinc en poudre sont moins facilement attaqués par l'acide que ceux provenant de la tournure de zinc. Dans une mine des Black Hills, qui a employé de la poudre de zinc, on remarqua que l'attaque aux acides ne se produisait pour ainsi dire pas; même après une semaine entière de contact avec agitation et chauffage par de la vapeur à travers toute la masse, la proportion de zinc dissoute était restée insignifiante. On revient, dans ce moulin, à la précipitation sur du zinc en fils.

D'autre part, à la mine Golden Gate, à Mercur, le traitement par l'acide des précipités provenant du zinc en poudre ne donne lieu à aucune difficulté. Il est vrai que les matières sont soumises à un grillage préliminaire et qu'on emploie pour l'attaque un mélange d'acide sulfurique et d'acide nitrique.

A la Compagnie du Homestake (Voir page 766), on emploie comme précipitant du zinc en poudre; mais il reste dans le résidu de 4 à 12 0/0 de zinc.

Plusieurs causes contribuent à rendre difficile la dissolution complète du zinc. J'ai déjà parlé de la formation de sous-sels quand on emploie de l'acide trop concentré. Il peut s'être formé aussi des alliages de zinc et d'autres métaux moins facilement attaqués par cet acide. En outre, tous les zincs du commerce contiennent plus ou moins de plomb. Il peut être resté une certaine quantité de ce métal par suite de l'immersion des tournures de zinc dans une solution diluée d'acétate de plomb, pratique qui est assez répandue et qui a pour but de former un couple zinc-plomb qui provoque la précipitation. Il s'ensuit que tous les précipités contiennent une proportion plus ou moins grande de plomb et, lorsqu'on les traite par l'acide sulfurique, il se forme une couche de sulfate de plomb

insoluble qui protège contre l'attaque les matières qu'elle enveloppe.

Il en est de même pour la chaux, qui est toujours présente, et qui donne lieu à la formation de sulfate de chaux insoluble qui produit les mêmes effets.

La présence du zinc dans les matières bonnes à fondre provoque une perte certaine car les scories contenant du zinc entraînent toujours une proportion élevée de métaux précieux; en outre, il reste toujours un peu de zinc dans le lingot, ce qui abaisse le titre.

M. *A. Whitby* a donné une analyse d'un précipité, traité par l'acide et calciné dans une des mines du Rand, qui contenait encore 7 0/0 d'oxyde de zinc.

3° **Fusion plombeuse.** — Un des grands moulins de cyanuration américaine se trouvant à proximité d'usines où on raffine des plombs d'œuvre se contente d'y envoyer ses précipités et ne s'occupe par conséquent pas de les traiter.

Voici comment on opère à la Compagnie *Balbach Smelting and Refining C°* à *Newark* (*New Jersey*).

On met le précipité dans des sacs en papier, contenant de 1 à 5 livres de matière, qu'on ajoute de temps à autre sur un bain de plomb fondu contenu dans un four de coupellation. L'or et l'argent sont rapidement absorbés par le plomb et jusqu'à ce que la masse soit bien fondue, on a soin de modérer le tirage. On écume la scorie qui surnage et les lingots de métaux précieux sont coulés après que la coupellation est achevée. En Afrique du Sud, la fusion plombeuse est appliquée dans un grand nombre de moulins.

Méthode Taverner. — M. *P.-S. Taverner* est l'auteur d'un procédé d'extraction de l'or des résidus zincifères retirés des boîtes, qui dispense de l'attaque aux acides et de toute manipulation chimique. Directeur de la Compagnie *Bonanza Gold Mining*, il y a installé le procédé qui y fonctionne régulièrement.

Le principe de sa méthode est des plus simples :

1° Fusion, au four à réverbère, des résidus provenant des boîtes, sans aucun traitement préalable, avec de la litharge et des fondants;

2° Coupellation du plomb d'œuvre;

3° Coulée en lingots du métal fin.

Fusion au réverbère. — Les résidus, sortant du filtre-presse, sont mélangés avec de la litharge, provenant de coupellations antérieures et avec des fondants, composés de carbonate de soude et de borax. Le tout est mis sur la sole d'un petit four à bassin, du type employé dans le procédé Siemens et Halske (Voir p. 714).

On chauffe d'abord légèrement, pour chasser l'humidité, puis on augmente le degré de chaleur jusqu'à fusion tranquille de toute la masse. On emploie la sciure de bois comme réducteur. On brasse continuellement pour éviter la formation de masses non fondues et, lorsque la scorie est devenue vitreuse et noire, on la fait couler par une ouverture ménagée à cet effet dans la porte. On coule le plomb dans les moules par un autre trou de coulée.

On s'arrange pour ne pas avoir un plomb d'œuvre trop riche 7 à 8 0/0 d'or constitue une moyenne raisonnable.

Coupellation. — Cette opération se fait par « filage », absolument comme s'il s'agissait de plomb argentifère. Les litharges qui s'écoulent par le canal de plus en plus profond pratiqué dans la paroi de la coupelle, ou qui sont absorbées par la sole en poudre d'os, retournent à la fusion au réverbère.

Le gâteau de métal fin est coulé en lingots.

Voici les avantages de ce procédé sur la méthode à l'acide :

1° Il est plus rapide ;

2° Il est beaucoup plus économique. On dépense, en acide sulfurique seulement, autant que pour tout le traitement par fusion plombeuse. Quant aux frais de construction des appareils, le prix de revient des deux fours nécessaires pour la fusion plombeuse de la coupellation ne dépasse pas le coût du grand four de grillage employé dans les autres méthodes ;

3° Il n'y a pas de sous-produits à écouler. Tous les fonds de coupelles, les balayures, débris de zinc et de plomb, tout ce qui peut contenir de l'or en un mot, est passé au bain de plomb, et les scories de cette fusion *ne contiennent pas de métal précieux ;*

4° Il y a moins de chances de pertes par manutentions. Il est superflu de faire remarquer que des matières d'une aussi grande valeur que les résidus des boîtes ne peuvent que perdre à être manipulées. Dans le procédé à l'acide, les matières sont maniées et transportées trois fois. Dans la fusion plombeuse, une fois seulement ;

5° Le rendement en or est augmenté, non pas que la fusion plom-

beuse puisse accroître la quantité de métal précieux, à la façon des alchimistes passés ou modernes, mais, c'est un fait d'expérience que le rendement est meilleur. Des lots, soigneusement échantillonnés, divisés en deux parties égales et traités par les deux méthodes, ont donné constamment un rendement supérieur de 1, 2 et jusqu'à 4 0/0 en plus, par la fusion plombeuse.

Méthode Merrill. — Cette méthode est appliquée sur une grande échelle dans les grandes mines de Homesteake : on la trouvera décrite dans tous ses détails dans la monographie de cette mine à la page 768.

Prix de revient. — *Comparaison de ces diverses méthodes.* — D'après les chiffres donnés par M. Taverner pour la mine de *Crow Deep* en Afrique du Sud, les prix de revient comparatifs de deux portions égales du même précipité, traitées l'une par l'acide et l'autre par la fusion plombeuse, ont donné les résultats suivants par once d'or fin obtenu sous forme de lingot :

Traitement par l'acide.....	$ 0,256
Fusion plombeuse.....	0,032

Dans ce prix n'est pas comprise la main-d'œuvre, qui est moindre pour la fusion plombeuse que pour l'autre procédé. La perte de plomb n'est pas comprise dans le prix de revient ci-dessus, de sorte qu'il convient de porter le coût de l'opération par fusion plombeuse à 0,05 au moins, ce qui laisse encore, comme on le voit, une économie considérable sur le prix de revient du traitement par l'acide.

Les prix de revient du traitement par la fusion plombeuse à Homestake sont, d'après M. *Merrill*, de $ 0,15 par once. D'autre part, d'après M. *Clevenger* et M. *Deadwood*, le prix de revient du traitement par l'acide à *Horseshoe Mills*, *Terry* (*South Dakota*), est de : $ 0,221 par once d'or, chiffre qui se rapproche beaucoup, comme on le voit, de celui de la *Crow Deep*.

4° Distillation du zinc. — Les précipités contiennent des quantités de zinc métallique ou légèrement oxydé si considérables qu'il était naturel de chercher une méthode qui permît de retirer ce métal,

au moins partiellement, sous une forme utilisable dans les opérations postérieures.

D'après les données résultant de la pratique, on peut compter qu'on consomme environ 0,92 lb. de zinc pour chaque once d'or fin (environ 16 kilos de zinc par kilogramme d'or concentré dans le lingot). Sur cette quantité, il n'y a guère que 40 0/0 qui soit dissous par la solution cyanurée, les autres 60 0/0 se retrouvent dans le fond des boîtes mélangés avec les métaux précieux et doivent être dissous au moyen d'acides. Il paraît donc naturel de chercher à retirer ce zinc en le distillant et de le recueillir par condensation sous forme de poudre de zinc, immédiatement utilisable pour une nouvelle opération.

Il a été fait dans ce sens des essais assez nombreux, et on a reconnu rapidement qu'il était nécessaire d'atteindre une température élevée pour que la distillation du zinc fût à peu près complète.

On a employé à cet effet des cornues en graphite ou en plombagine communiquant par une allonge, aussi en graphite, avec un condensateur ayant la forme d'un creuset. On avait préalablement mélangé le précipité avec une certaine quantité de charbon de bois en poudre pour réduire les oxydes et sous-oxydes de zinc qui pouvaient s'être formés.

On a reconnu ainsi qu'une température de 1.300° était suffisante pour volatiliser environ 90 0/0 du zinc contenu. Il y a toutefois une certaine volatilisation d'or et d'argent ; mais ce fait a moins d'importance qu'on ne pourrait le croire, puisque le produit de la distillation rentre en circulation. En tout cas, cette méthode n'a pas eu, jusqu'à présent, à ma connaissance, d'application industrielle.

MÉTHODES ÉLECTROLYTIQUES

Procédé Siemens et Halske. — Nombreuses sont les méthodes au moyen desquelles on a cherché, depuis le début de la cyanuration, à remplacer la précipitation de l'or sur le zinc en fils par un procédé meilleur. Cette méthode présente en effet des difficultés multiples, que nous avons indiquées en l'exposant. Elle

donne l'or sous une forme incommode, exigeant un raffinage, opération qui entraîne une perte assez importante. Comparée surtout à l'amalgamation, qui donne l'or pour ainsi dire directement, il était naturel de chercher un procédé se rapprochant de l'amalgamation par sa simplicité.

L'idée de *déposer l'or électrolytiquement*, comme on l'a fait il y a vingt ans pour le cuivre, devait venir naturellement à l'esprit. C'est au Dr Siemens de Berlin que revient l'honneur d'en avoir fait l'application, sur une grande échelle, dans l'Afrique du Sud. Le procédé est basé sur l'électrolyse d'une solution de cyanure double d'or et de potassium, l'or se rendant au pôle négatif et le cyanure à l'autre pôle. Après des expériences répétées, on reconnut que la cathode négative la plus avantageuse était une lame de plomb et que la positive devait être en fer. L'*agitation de l'électrolyte* restait aussi une *condition indispensable*, si on voulait obtenir un rendement acceptable.

Dès 1901, il y avait en Afrique du Sud 13 installations Siemens et Halske, et 17 étaient en construction à la même époque. Voici des indications sur les appareils employés.

Dans les caisses de précipitation les plus récentes, les anodes ont 0,65 × 1,20 de surface et $4^{mm},5$ d'épaisseur. Cette dimension est celle en usage pour les caisses traitant les solutions provenant du traitement des sables. Les caisses de précipitation ont $1^{m},50$ en carré et $9^{m},60$ de longueur. Elles contiennent 156 anodes en fer. Les caisses qui reçoivent les solutions provenant du traitement des slimes ont des dimensions différentes : elles ont 3 mètres de large et $1^{m},50$ de profondeur, et elles sont divisées en 12 compartiments contenant chacun 24 anodes de fer, distantes de $12^{cm},5$ l'une de l'autre : soit au total 288 anodes. On emploie, dans les bacs traitant les solutions provenant des slimes, une densité de courant de 0,4 ampère et 0,6 dans les bacs à solutions provenant des sables, le tout par pied carré. Les cathodes sont, soit des feuilles de plomb, soit même du plomb en tournure fine.

L'avantage principal du procédé électrolytique est de pouvoir traiter des solutions *extrêmement pauvres*. Son application est surtout indiquée lorsqu'on peut se contenter, pour la dissolution de l'or, d'agir avec des dissolutions très faibles de cyanure, c'est-à-dire avec des titres inférieurs à 0,05 0/0. Il est certain qu'avec des

solutions aussi faibles le temps nécessaire pour arriver à une dissolution suffisante du métal précieux est considérablement accru, mais l'épuisement peut, sans aucun doute, être *aussi complet qu'avec des solutions plus concentrées*. On en trouvera un exemple à la page 789, à propos de la méthode de cyanuration de la mine *Camp Bird*.

Les défenseurs de la précipitation par le zinc prétendent arriver au même épuisement total des solutions en faisant passer les liquides dans une sorte de caisse témoin, chargée de zinc frais, qui épuise les dernières traces et ne laisse dans les solutions, à leur sortie, qu'une valeur de moins de 0 fr. 40 d'or par tonne de liquide.

Prix de revient. — En ce qui concerne le prix de revient comparé des deux méthodes, il faut mettre en parallèle le coût du fer et du plomb avec celui du zinc en tournures fines. Voici des chiffres qui fixeront les idées à cet égard.

Prenons par exemple un moulin traitant 3.000 tonnes de tailings par mois. Il consommera, avec le procédé Siemens . !alske, environ 490 kilogrammes de fer et 354 kilogrammes de plomb. Avec la tournure fine de zinc, la consommation de ce dernier métal aurait été de 408 kilogrammes. On peut, avec ces éléments, connaissant le prix des trois métaux, faire aisément la comparaison des dépenses respectives. Il faut remarquer que dans le cas où, avec des solutions faibles, la précipitation par le zinc reste incomplète, le procédé Siemens procure une économie considérable de cyanure. Ce parallèle suppose, par conséquent, que le minerai soit tel qu'il puisse être épuisé au moyen de lessivages répétés par des solutions très faibles.

Depuis que le procédé par le zinc est tombé dans le domaine public, la concurrence qu'il fait au procédé Siemens est devenue plus redoutable; ce dernier étant encore protégé par sa patente, oblige ceux qui l'emploient à payer une redevance qui vient diminuer d'autant l'économie qu'il peut présenter.

Procédé Pelatan-Clerici. — Le procédé Pelatan-Clerici a été conçu de façon à permettre d'éviter, autant que possible, les difficultés et les complications découlant de la lixiviation et de l'emploi de solutions cyanurées impures.

Il a fallu, pour cela, sortir absolument des sentiers battus et abor-

der franchement d'une façon pratique le problème de la dissolution de l'or par agitation des matières traitées avec la solution de cyanure et de la précipitation subséquente des métaux précieux *au sein de la pulpe même* par un courant électrique, sans séparation du minerai.

Les deux opérations ont été combinées de façon à être effectuées dans une seule et même cuve, construite pour cet objet et qui constitue ainsi un appareil métallurgique à la fois très simple et tout à fait complet.

La cuve, faite entièrement en bois, a son fond recouvert d'une plaque de cuivre amalgamée, d'une fabrication spéciale, et recouverte sur toute son étendue d'une faible épaisseur de mercure liquide. Elle est munie à l'intérieur d'un agitateur monté sur un arbre vertical occupant le centre de l'appareil. Cet agitateur, armé de doigts en bois, porte des plaques d'acier fixées horizontalement à une distance convenable au-dessus du fond de cuivre amalgamé de la cuve.

Lorsqu'on veut traiter des minerais ou des matières aurifères quelconques (tailings ou slimes), on les charge dans l'appareil en même temps qu'une solution renfermant du cyanure de potassium, du sel marin et, au besoin, une matière oxydante accessoire, le tout dans des proportions qui dépendent de la nature du minerai traité.

Le mélange est mis en mouvement par l'agitateur, et on fait passer à travers la charge un courant électrique allant de l'agitateur qui porte l'anode au fond mercuriel de l'appareil qui sert de cathode.

Grâce à l'action simultanée du dissolvant et du courant électrique, l'or et l'argent sont promptement dissous par le cyanure, avec lequel ils sont partout en contact intime, puis ensuite électrolysés dans le fond de la cuve où ils se déposent à l'état d'amalgame.

L'agitation renouvelle constamment les contacts entre le liquide et les parcelles de minerai, et les inconvénients signalés au sujet de la filtration se trouvent ainsi complètement supprimés.

Les grains d'or fin se trouvent pendant toute l'opération en présence de quantités de cyanure plus que suffisantes pour les dissoudre.

Les grains plus gros descendent graduellement à travers le mélange où ils se trouvent en suspension pour venir s'amalgamer directement sur le mercure du fond de la cuve que le courant électrique maintient pur et brillant.

Les deux effets combinés assurent ainsi la récolte de l'or le plus fin et de l'or le plus gros, tout en permettant l'emploi de solutions bien moins fortes que celles qui sont nécessaires dans les procédés de cyanuration ordinaire par filtration, dans lesquels on doit compter exclusivement sur les propriétés dissolvantes du cyanure de potassium.

Rendements obtenus. — Depuis l'origine du procédé Pelatan-Clerici, on en a éprouvé l'action sur les minerais de plus deux cents mines.

Pour chaque mine, on a traité souvent plusieurs minerais différents sans compter, dans bien des cas, des tailings, des concentrés ; outre cela, les essais sur chaque matière ont été toujours répétés plusieurs fois.

Le nombre des opérations faites a donc été considérable, et il permet de tirer des conclusions pratiques au point de vue du rendement sur les minerais essayés :

35 0/0	ont	donné	des rendements	supérieurs à	85 0/0
35 »	—	—		de 75 à	85 »
30 »	—	—		inférieurs à	75 »

On peut admettre, sans erreur, que, dans la seconde catégorie, la moitié des essais a donné de 80 à 85 0/0.

Il en résulte que plus de la moitié des mines, dont les minerais ont été étudiés, ont donnés plus de 80 0/0 d'extraction.

Il est à noter que les rendements indiqués ont presque tous été obtenus en passant les minerais broyés au tamis de 40.

En broyent plus fin, les deux tiers des minerais essayés sont susceptibles de donner un rendement supérieur à 85 0/0.

Si l'on pousse uniformément le broyage assez loin pour faire passer les matières au tamis de 80.

55 0/0	des minerais	donnent	effectivement	plus de 85 0/0	de la teneur
20 »	—	—		de 80 à 85 »	—
15 »	—	—		de 75 à 80 »	—
10 »	—	—		moins de 75 »	—

Un pareil broyage, qui a pour effet naturel de libérer jusqu'à la limite du possible les plus fines particules d'or de la gangue qui les emprisonne, n'est nullement irréalisable dans la pratique surtout depuis que les tubes-mills ont fait leur apparition.

Il est de nature à permettre dans beaucoup de cas d'aborder avec succès le traitement, par le procédé Pelatan-Clerici, de minerais considérés jusqu'ici comme intraitables.

Les diverses usines où le procédé est déjà appliqué donnent, du reste, des résultats confirmant cette supériorité d'une manière indiscutable.

Entre autres exemples de rendements élevés, obtenus sur une grande échelle, on peut citer le traitement contradictoire, devant des experts, de 200 tonnes, fait au commencement de l'année 1897 dans les usines de la *Delamar Mining C°*, dans l'État d'Idaho, aux États-Unis.

Dans cette épreuve dont dépendait la construction d'un atelier de 1.500 tonnes de capacité mensuelle, le rendement effectif s'est élevé à plus de 86 0/0 de la valeur des métaux contenus, or et argent.

Le rendement en argent est ordinairement moindre que celui de l'or; il varie le plus souvent depuis 50 0/0 jusqu'à 80 0/0 suivant l'état dans lequel l'argent se trouve dans ces minerais.

Prix de revient. — Le prix de revient du procédé Pelatan-Clerici appliqué à des minerais, préalablement broyés au degré de finesse voulu, comprend seulement :

1° La valeur des produits chimiques;

2° La dépense de force motrice pour le mouvement des matières, le courant électrique et l'agitation de la charge dans les cuves;

3° La main-d'œuvre, l'usure et l'entretien du matériel.

Les produits chimiques employés sont du cyanure de potassium, du sel marin, un agent oxydant qu'on peut supprimer quelquefois et dont la nature peut varier.

Éventuellement, on ajoute aussi de la chaux pour neutraliser la charge dans le cas où les minerais sont acides.

La proportion de cyanure de potassium est en moyenne *d'un kilogramme par tonne de minerai aurifère;* on peut en récupérer une partie par le réemploi des solutions ayant déjà servi.

La quantité d'agent oxydant (lequel, peut être, par exemple, du peroxyde de sodium) est ordinairement de 1/10 du poids de cyanure.

Suivant le degré de conductibilité électrique de la charge, le

sel marin y entre dans la proportion de 2 à 10 kilogrammes par tonne de minerai.

La perte de mercure ne dépasse pas 50 grammes par tonne traitée, en marche courante.

Considérons le cas d'une usine de 100 tonnes de capacité journalière, contenant 20 grandes cuves de traitement. Le courant électrique nécessaire, calculé d'après les équivalents chimiques et électriques, pour y traiter un minerai d'or de richesse moyenne, correspondrait à un demi-cheval pendant vingt-quatre heures.

La faiblesse de ce chiffre ne doit pas surprendre, car le poids des métaux précieux à électrolyser ne représente dans un pareil cas, même pour des minerais contenant par exemple 30 grammes d'or par tonne, qu'un petit nombre de kilogrammètres.

Dans l'électrolyse de bains de composition complexe, on admet qu'il faut multiplier le chiffre théorique par 3 ou 4; il est plus prudent ici de le multiplier par 20, ce qui donnera 10 chevaux pour le courant.

Une autre force égale de 10 chevaux suffit pour l'agitation dans les 20 cuves de l'atelier.

Dix chevaux de plus seront consacrés à actionner des monte-charges et des pompes, quoique le mouvement, des 100 tonnes de minerai et d'environ 80 tonnes de solutions, doive se faire presqu'entièrement par descentes successives sous la seule action de la pesanteur.

Le tout fera un total de 30 chevaux, qui coûteront, à 2 fr. 50 par cheval et par vingt-quatre heures, 75 francs.

La dépense de main-d'œuvre est faible, le travail consistant presque uniquement à ouvrir et à fermer des robinets ou des soupapes; mais il faut une surveillance attentive de jour et de nuit. Cette dépense ne dépasse pas 100 francs par vingt-quatre heures.

En résumé, le prix de revient de l'opération proprement dite s'établit comme suit :

	Par tonne de minerai.	
Produits chimiques :		
1 kilogr. de cyanure de potassium à 3 fr.....	3,00	
100 gr. d'agent oxydant à 4 fr. le kilog	0,40	
Sel marin, chaux, mercure.....	0,60	
		4,00
Force motrice :		
30 chevaux à 2 fr. 50.....	75,00	0,75
Main-d'œuvre.....	100,00	1,00
Usure et entretien.....		0,25
Prix de revient par tonne.....		6,00

Dépenses d'établissement. — Le matériel nécessaire pour appliquer le procédé Pelatan-Clerici est des plus simples; il est même beaucoup moins compliqué que le matériel employé pour l'amalgamation au pan.

La conséquence est que son prix d'établissement est très modéré.

Abstraction faite, bien entendu, des appareils de broyage qu'il faut considérer à part; le matériel complet, mis en place, d'une usine capable de traiter 100 tonnes par vingt-quatre heures ne coûte pas plus de 60.000 francs.

Un matériel d'essai, d'une capacité de 10 tonnes par vingt-quatre heures, comprenant deux cuves de traitement, une dynamo avec rhéostats et instruments de mesure du courant, et tous les accessoires nécessaires pour la transmission du mouvement et du courant revient à environ 5.000 francs.

C'est le matériel dont il est généralement fait usage, lorsqu'on veut éprouver en grand les résultats de l'application du procédé au traitement des minerais d'une mine particulière.

La figure 239 représente la coupe transversale d'un atelier Pelatan-Clerici d'une capacité de 40 tonnes par vingt-quatre heures, avec le détail, à une échelle un peu plus grande, d'une cuve de traitement dont les dimensions sont calculées pour permettre de passer 5 tonnes par jour à raison de deux charges de 2.500 kilogrammes chacune en marchant jour et nuit.

Ces cuves ont environ $2^m,50$ de diamètre intérieur et $1^m,30$ de hauteur. L'agitateur rotatif à quatre bras qui est à l'intérieur porte des anodes fixées à 10 centimètres au-dessus du fond de cuivre amalgamé recouvert de mercure.

Le broyage est effectué à sec, ce qui est évidemment favorable dans une méthode où la quantité d'eau employée doit être limitée, en poids, à 100 0/0 au maximum du poids du minerai traité.

Applications. — Les procédés de cyanuration simple ont eu l'heureuse fortune de trouver pour leurs débuts un admirable champ d'exploitation au Transvaal, dans ce district aurifère du Rand qui, sur une étendue restreinte, produit un immense tonnage de minerais d'une qualité à peu près uniforme.

Sur ce terrain éminemment favorable, les procédés Mac Arthur et Forrest, Siemens et Halske etc., ont été appliqués au traitement de tailings présentant quelques-unes des conditions les plus favo-

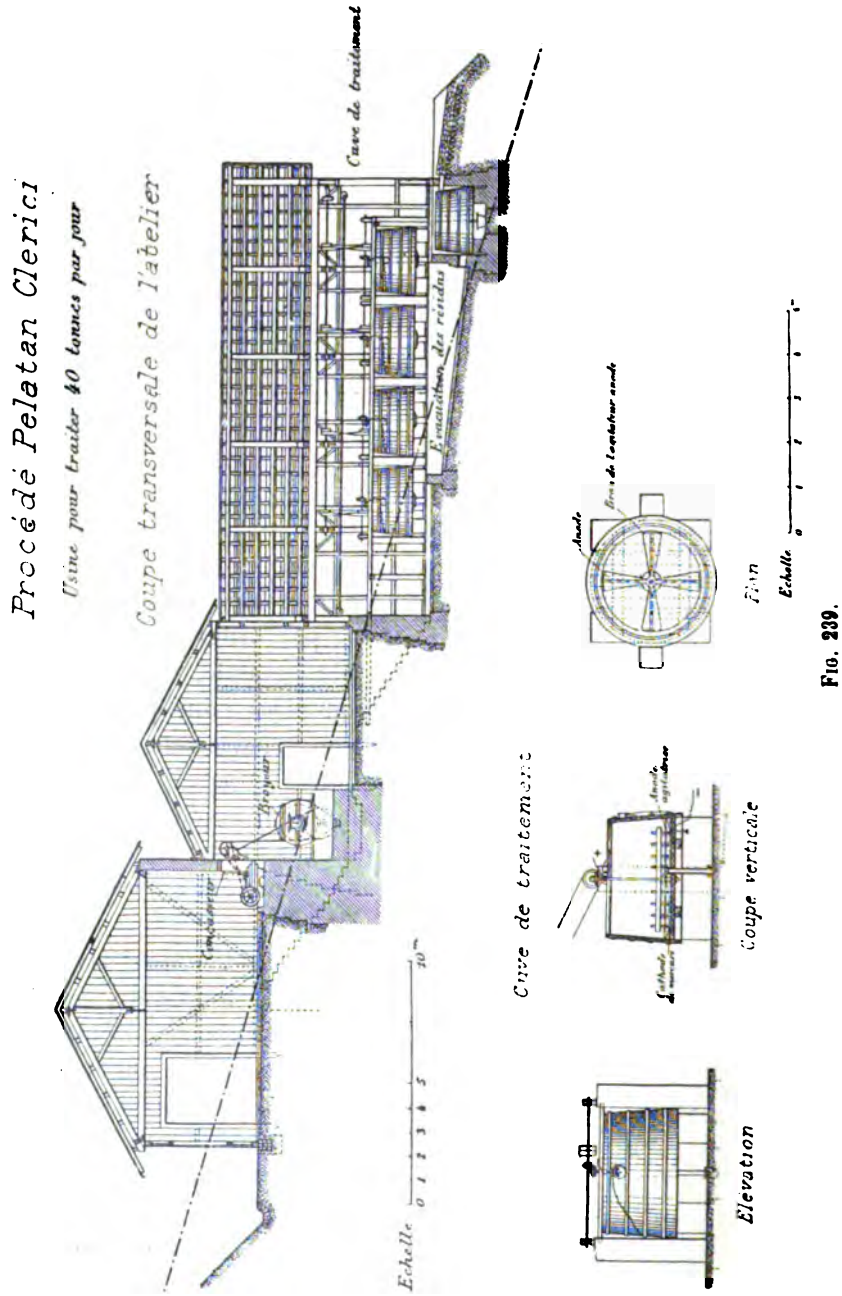

Procédé Pelatan Clerici
Usine pour traiter 40 tonnes par jour
Coupe transversale de l'atelier
Cuve de traitement
Evacuation des résidus
Broyeur
Concasseur
Echelle
Cuve de traitement
Coupe verticale
Elévation
Anode
Plan
Echelle

FIG. 239.

rables à une bonne lixiviation par le cyanure de potassium, telles que :

1° L'absence de grains d'or gros à l'état libre, ces grains ayant été enlevés par une amalgamation préalable;

2° L'absence, grâce à une séparation préalable également, des boues ou *slimes*, c'est-à-dire des matières fines pouvant mettre obstacle à une bonne filtration;

3° La suppression d'une notable proportion de l'acidité du minerai par suite du lavage forcé des tailings sous les bocards et sur les plaques d'amalgamation.

Dans de pareilles conditions, ces procédés nouveaux, appliqués par des ingénieurs habiles, ont produit une véritable révolution économique dans les champs d'or de l'Afrique du Sud, et ont acquis du même coup une réputation qui ne leur fût jamais venue dans d'autres circonstances.

Le procédé Pelatan-Clerici, a débuté et s'est développé aux États-Unis dans des conditions assurément beaucoup moins favorables que la cyanuration simple en Afrique.

Cependant ses avantages sont de telle nature et il marque un progrès qu'on trouve si décisif, en ce qui concerne surtout le traitement direct des minerais d'or réfractaires, qu'il s'est très rapidement fait une place dont chaque jour voit s'accroître l'importance.

Actuellement, rien que dans l'Amérique du Nord, les établissements métallurgiques en marche ou en construction qui appliquent le procédé Pelatan-Clerici, tant pour la récupération de l'or que pour celle de l'argent comprennent :

Deux usines dans le Colorado;

Trois usines dans l'Idaho;

Une usine dans le Montana;

Une usine dans le Nouveau-Mexique;

Une usine dans la Colombie Britannique.

Rien que dans l'État du Colorado cinq autres usines nouvelles doivent être construites d'ici à quelque temps.

Concurremment le procédé commence aussi à faire ses preuves dans d'autres pays, et des installations existent déjà au Chili et en Russie.

CONCLUSIONS

On voit par ce qui précède, que la cyanuration n'est pas, comme on l'a dit, une panacée universelle pour le traitement avantageux de tous les minerais aurifères non amalgamables. Ce procédé constitue évidemment un immense progrès sur les méthodes antérieures de traitement, mais il demande à être appliqué avec discernement et il n'est pas possible de pouvoir affirmer *a priori* que tel dispositif ou telle manière de procéder sera à coup sûr applicable avec avantage à un minerai déterminé. Tant de facteurs entrent en ligne de compte, qui paraissent à première vue insignifiants, qu'on ne peut en évaluer l'influence réelle que par des essais directs.

Ces réserves une fois faites, il est indéniable qu'on dispose, grâce à la cyanuration, d'une méthode permettant de tirer un parti avantageux de minerais à bas titre, considérés auparavant comme sans valeur aucune. Il ne faut pas oublier que c'est grâce à la cyanuration que les énormes tas de tailings abandonnés dès 1889 par les premiers exploitants du Transvaal ont pu être traités. Trop heureuses de se débarrasser de ces montagnes envahissantes, les sociétés les vendirent au fameux « *Gold Recovery Syndicate* » qui installa, en 1890, une première petite usine sur les tailings de la Robinson. En 1891, le procédé de cyanuration y produisit 160.168 onces; en 1894, on atteignait 587.388 onces et, en 1897, plus de 618.000 onces valant près de 60 millions de francs.

Il est certain qu'il y a encore beaucoup de perfectionnement à apporter dans cette méthode de traitement. Le grillage préalable des minerais paraît devoir réserver encore bien des surprises, et c'est certainement un des points sur lesquels on peut entreprendre des investigations utiles. En tous cas, la cyanuration se prête admirablement à l'emploi des procédés économiques de manutention et de traitement mécanique des matières qu'elle met en jeu, mais c'est aussi une raison majeure pour ne négliger aucun des plus petits détails dans l'installation. Les questions de broyage notamment ont une importance si grande au point de vue du traitement tout entier que je ne saurais trop insister sur leur étude approfondie, étude qui nécessite de la part de ceux qui sont chargés de la faire une grande expérience et une grande pratique.

La conclusion est qu'il ne faut confier l'organisation d'usines de cyanuration qu'à des personnes ayant de ce genre de traitement une expérience consommée et qu'il ne faut se lancer dans une installation en grand qu'après avoir expérimenté sur une échelle suffisante le meilleur mode de traitement à appliquer au minerai qu'il s'agit de traiter. Les essais de laboratoire, qui sont si souvent un leurre quand, après réussite sur une petite échelle, on veut les appliquer en grand, sont plus dangeureux ici que dans toute autre partie de la métallurgie de l'or. Il entre en effet en ligne de compte des actions encore mal définies, telles que l'oxydation des pulpes, la mesure de leur acidité latente, l'action des substances cyanicides, sans parler de leur constitution physique et de leur imperméabilité relative, qui se comportent tout autrement au laboratoire que dans la pratique en grand.

TRAITEMENT DES MINERAIS AURIFÈRES EXCEPTIONNELS

Certains minerais aurifères, tout en restant des minerais d'or proprement dits, c'est-à-dire ne contenant comme valeur réellement utilisable que de l'or plus ou moins mélangé d'argent, se prêtent si facilement à un des traitements en usage pour les minerais métalliques proprement dits qu'il est à la fois naturel et économique de les soumettre aux méthodes habituelles en usage pour ces derniers. C'est le cas, par exemple, des concentrés pyriteux recueillis par les Frue-vanners, les Wilfley et autres appareils de ce genre.

Fusion directe des concentrés. — En fait, toutes les fois qu'on dispose de voies de communications suffisamment économiques pour pouvoir livrer, avec des frais de transport modérés, ces matières à des usines métallurgiques, on s'empresse de le faire, car les formules de vente ne sont pas draconiennes, surtout depuis que l'emploi des procédés électrolytiques pour le raffinage du cuivre permettent de séparer de ce métal l'or et l'argent qu'il peut contenir à un coût, pour ainsi dire, nominal, les frais de l'opération n'étant nullement augmentés par le fait de la présence des métaux précieux dans les boues résiduaires du traitement par cette voie. Il est donc, en pratique, *aussi économique de retirer les métaux précieux du cuivre que du plomb.*

Voici, pour fixer les idées, une formule de vente de ces concentrés.

L'or est payé par once, suivant la teneur du minerai.

Pour une teneur de 1 once.....	72	shillings l'once
— 2 onces.....	73	—
— 3 onces et au delà.	75	—

Quant à l'argent, on le paie au-delà de 2 onces au cours du barsilver. Enfin on bonifie, pour les frais de séparation, une somme à forfait varie, suivant la nature des concentrés, de 40 à 50 francs par tonne, aussi suivant une échelle proportionnelle à la teneur en métaux précieux.

Un concentré contenant, par exemple, 2 onces d'or et 2 onces d'argent, vaudra, rendu franco à l'usine de fusion :

Pour l'or..... $2 \times 73 \times 1{,}25 - 50$ fr. $= 132$ fr. 50

en comptant 50 francs pour les frais de traitement.

On voit qu'il faut disposer, comme c'est le cas en Amérique, de moyens de transport à bon marché pour que cette méthode soit plus économique que le traitement sur place par la cyanuration. Elle n'est pratique, en réalité, que pour les concentrés riches. A Treadwell, par exemple, où les transports se font par mer à très bas prix, à titre de marchandises en retour, tous les concentrés sont vendus aux fonderies de *Tacoma*, et la mine n'a que des pilons et des concentrateurs comme moyens d'extraction. Toute la cyanuration se trouve ainsi supprimée.

Lorsque l'or se trouve accompagné de bas métaux, ce procédé d'incorporation dans les mattes de cuivre ou dans le plomb d'œuvre devient alors la règle, mais le minerai cesse de constituer un minerai d'or proprement dit. C'est alors le cas d'appliquer les méthodes de concentration préalable préconisées par M. Lenicque et dont j'ai parlé précédemment (Voir p. 587).

Il est intéressant de se rendre compte de l'intérêt comparé du traitement des concentrés sur place ou de leur vente aux fonderies.

Prenons par exemple un minerai moyennement riche, contenant une valeur totale de 40 francs à la tonne et donnant à la concentration une proportion de pyrites représentant le dixième du poids du minerai traité.

Admettons comme rendement effectif en or les chiffres suivants, qui représentent assez bien la moyenne de ce qu'on obtient dans les moulins californiens du Colorado.

	65 0/0	de l'or contenu	est recueilli sous forme d'amalgame
	15 0/0	— —	est concentré dans les pyrites
	20 0/0	— —	reste dans les slimes et dans les tailings
TOTAL	100		

Voyons ce que donnera le traitement de 10 tonnes contenant en totalité 400 francs d'or.

Sur ce chiffre, 65 0/0, soit 260 francs, sont retirés sous forme d'or amalgamé. 15 0/0, soit 60 francs, sont réunis dans 1 tonne de concentrés.

Cette tonne expédiée aux usines de Denver est vendue à un prix représentant environ 95 0/0 de la valeur intrinsèque des métaux précieux contenus, soit par conséquent $60 \times 0{,}95 = 57$ francs, dont il faut déduire 25 francs de frais de traitement et 7 fr. 50 de transport, ce qui laisse un prix net de vente de 24 fr. 50 pour cette tonne, somme, qui ajoutée aux 260 francs provenant de l'or amalgamé, donne une réalisation nette de 284 fr. 50 pour 10 tonnes du minerai primitif.

La suppression de l'amalgamation et la concentration directe, dans 1 tonne, de 80 0/0 de la teneur aurait bien une valeur contenue de 320 francs ; mais il en faudrait déduire d'abord des frais de traitement plus élevés à cause de la plus haute teneur en métaux précieux ; puis des frais d'échantillonnage plus élevés aussi que ceux admis pour des concentrés pauvres, qui s'échantillonnent à la sonde, enfin des frais de transport plus élevés aussi, ces matières ne voyageant plus aux tarifs réduits.

On a donc le tableau suivant :

Prix de facture 95 0/0 de la valeur de l'or contenu ... 320 fr.

à déduire :

Frais de traitement.....	40 fr.		
Frais d'échantillonnage	5 fr.		
Frais de transport	10 fr.	TOTAL...	55 fr.
		Reste net.....	265 fr.

au lieu de 284 fr.50 avec l'emploi de l'amalgamation préalable.

Traitement de Zyrianovsk (Altaï du Sud, Sibérie). — Examinons aussi le cas de la mine de *Zyrianovsk*, dans l'*Altaï du Sud*, en Sibérie (Voir la figure 240) : Le gisement filonien contient de la galène argentifère, de la blende, de la pyrite aurifère, et un peu d'or libre dans la gangue quartzeuse. On a reconnu que, pour obtenir la séparation des éléments constitutifs du filon, il fallait tout broyer au-dessous de 1 millimètre. On a donc fait une installation destinée à remplir ce but en établissant un broyage assez fin, tout en le faisant méthodique pour éviter la trop grande pulvérisation ; pour les appareils de concentration, on a employé des cribles à cinq compartiments pour séparer la galène de la pyrite et de la blende.

Quant au traitement métallurgique, il est très simple : la pyrite aurifère est grillée, puis elle est mélangée avec la galène dans le lit de fusion du four à plomb destiné au traitement de la galène. Le plomb dissout l'or de la pyrite grillée et, par la coupellation, précédée d'une concentration des métaux riches par le procédé du zingage, on obtient tout l'or et tout l'argent de la pyrite et de la galène. Quant à la blende, on la sulfatise par un grillage convenable et on en retire le zinc par l'électrolyse.

Enfin, le quartz, qui a passé par dessus le déversoir des cribles, est pulvérisé et livré aux appareils d'amalgamation.

Voici maintenant la description de l'atelier, construit, par M. Lenicque avec la marche des opérations qui s'y font.

Le minerai est amené en haut de l'atelier par des wagonnets, et il est poussé dans le concasseur B. Entre les mâchoires de ce concasseur coule de l'eau tombant d'une pomme d'arrosoir, et cette eau entraîne la matière concassée, dans un trommel C muni de deux viroles en tôle perforée ; la virole intérieure est perforée de trous de 15 millimètres, la virole extérieure à 3 millimètres, ce qui donne trois classes de matières :

Première classe. — Les matières plus grosses que 15 millimètres vont à un broyeur à cylindres, sans engrenages, D, à bagues d'acier.

Deuxième classe. — Les grenailles comprises entre 3 et 15 millimètres vont à un broyeur à cylindres, avec engrenages, J, à

Fig. 3. — Cou

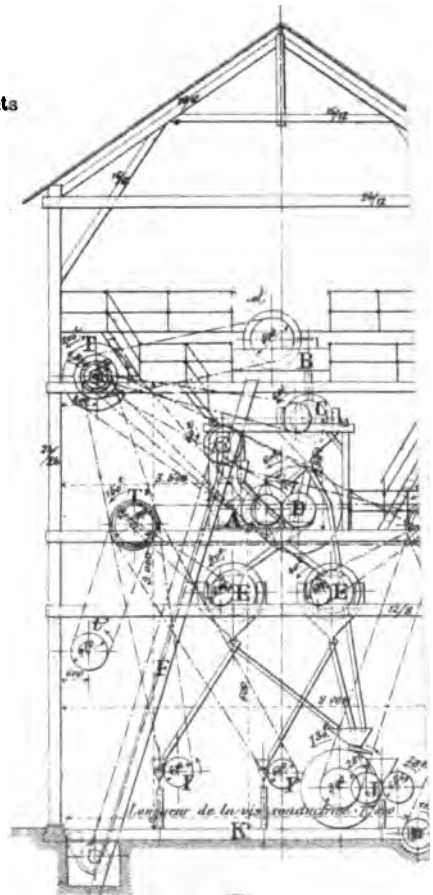
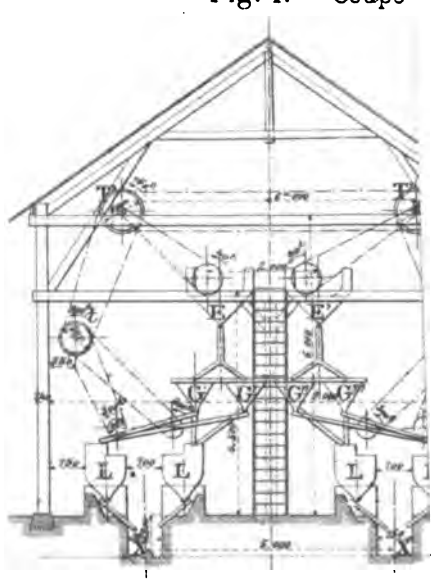


Fig. 4. — Coupe



bagues d'acier ; ces bagues sont les mêmes que celles du broyeur D et pourront s'y adapter quand elles commenceront à ne plus être assez bonnes pour le broyage des grenailles 3-15.

Troisième classe. — Les matières plus fines que 3 millimètres tombent dans la trémie située sous le broyeur D, trémie à deux goulottes d'évacuation qui mènent les matières dans les deux trommels E et E'.

Ces trommels sont munis de deux viroles concentriques, en tôle perforée : la virole intérieure est perforée à 3 millimètres, la virole extérieure est en cuivre, et elle est perforée à 1 millimètre. Cela donne trois classes :

Première classe. — Les matières plus grosses que 3 millimètres vont au broyeur à cylindres J.

Deuxième classe. — Les matières comprises entre 1 et 3 millimètres vont à deux broyeurs des fins I et I' : le trommel E dessert le broyeur I et le trommel E' le broyeur I'.

Troisième classe. — Les sables plus fins que 1 millimètre se rendent dans quatre caisses de classification en fonte G, G', G'', G''', deux pour chaque trommel, et de là ils sont entraînés par le courant d'eau dans deux spitzkasten en bois.

A la sortie des derniers spitzkasten, les eaux vont dans des bassins de dépôt où se déposeront les slimes.

Les matières rebroyées par les broyeurs J, I, et I', tombent dans un couloir K, muni d'une vis conductrice qui les entraîne dans la fosse d'une chaîne à godets F, qui les remonte au haut de l'atelier dans une trémie à 2 goulottes d'évacuation, qui distribuent la matière aux deux trommels E et E' pour la classer à nouveau.

Concentration. — Toutes les matières plus fines que 1 millimètre sont classées par les caisses de classification et les spitzkasten.

Les sables sortant des premières pointes des caisses de classification sont traités sur les deux cribles à cinq compartiment L2 et L3, les sables sortant des deuxièmes pointes sont traités sur les quatre cribles à cinq compartiments L1, L4, L5, L8.

Les sables sortant des premières pointes de spitzkasten sont traités sur les deux cribles à cinq compartiments L6 et L7.

Les slimes provenant des bassins de dépôts sont traités d'abord sur quatre round-buddles ordinaires, placés en dehors de l'atelier dans des hangars spéciaux, qui font une première cencentration ; puis ils sont livrés à deux tables tournantes continues M et M', système Lenicque, après avoir été délayés convenablement par le délayeur livreur, composé d'un patouillet P, d'une courroie à godets et d'un petit trommel débourbeur muni de tôles perforées à 1 millimètre, en cuivre.

Prix de revient. — Le prix de revient de ces diverses opérations varie suivant la nature et la dureté des minerais traités, dans des limites assez étendues. On peut compter cependant qu'avec des minerais exceptionnellement durs, quartzeux ou ferrugineux, le coût de lavage et de la séparation ne dépassera pas 4 fr. 50 par tonne traitée. Ce prix comprend tous les frais techniques sans exception, la main-d'œuvre, l'usure des appareils, la part des frais généraux afférente à l'atelier et l'amortissement en dix années des frais d'installation dudit atelier. Ce prix est établi en prenant, comme diamètre d'attaque de minerai, 4 millimètres.

Avec des minerais moyennement durs, le prix n'atteint pas 4 francs par tonne pour l'attaque à 4 millimètres et 4,50 pour l'attaque à 2 millimètres.

Enfin, pour les minerais oxydés, tendres, à gangue carbonatée, ces prix tombent respectivement à 2,50 et 3 fr. par tonne passée à la laverie.

TRAITEMENT DES MINERAIS AURO-ANTIMONIEUX

Procédé Herrenschmidt. — Le traitement rationnel et économique des minerais d'or contenant du sulfure d'antimoine a déjà donné lieu à de nombreux travaux. Aucun des procédés employés jusqu'ici n'a pu donner de résultat satisfaisant. La chloruration et la cyanuration, avec ou sans grillage préalable, ne donnent que des coefficients très faibles d'extraction du métal précieux contenu. Cela tient à l'extrême facilité avec laquelle l'antimoine forme des sous-sels et à l'influence délétère qu'exercent ces sous-sels sur la dissolution de l'or.

Les traitements par voie sèche donnent des résultats tout aussi

médiocre, à cause des pertes de métal précieux par la volatilisation de l'antimoine et de ses composés.

M. Herrenschmidt a pris, comme point de départ une idée très simple : étant donné que c'est à la présence de l'antimoine que sont dues toutes les difficultés, pourquoi ne pas les éliminer dès le début en se débarrassant de ce métal au moyen d'un dissolvant approprié, qui laisse inattaqués, les autres métaux ainsi que l'or ?

Ce dissolvant est le sulfure de sodium, corps qu'il est facile de se procurer dans l'industrie à bas prix et dont l'action sur le sulfure d'antimoine (stibine) est rapide et complète.

Il est facile de s'en convaincre en traitant de la stibine pulvérisée par une solution de sulfure de sodium, même moyennement concentrée. La dissolution est complète et rapide à l'ébullition.

En opérant sur des concentrés, contenant, en sus de la stibine, d'autres sulfures ou arséniures métalliques, l'action est tout aussi nette. Nous avons fait, pour nous en assurer, l'essai suivant : Des concentrés provenant du traitement de résidus de la laverie de *La Lucette* (*Mayenne*) avaient, avant le traitement par le sulfure de sodium, la composition que voici :

Antimoine.....	114 kilogrammes par tonne
Or.....	778 grammes —

après traitement ces mêmes concentrés ont donné :

Antimoine.....	8 kilogrammes par tonne
Or.....	962 grammes —

soit une extraction de 93 0/0 de l'antimoine contenu, et ce, sans aucune perte en métal précieux, l'or étant insoluble dans les sulfures alcalins à l'ébullition.

Cette réaction fondamentale est le point de départ de la méthode de traitement appliquée aux minerais de la Lucette, dans l'usine de M. Herrenschmidt, au *Genest* (Mayenne), où il m'a été possible de l'examiner en détail.

Voici le détail des diverses opérations qui constituent le procédé.

I. **Concentration.** — Les minerais sont broyés, soit par des bocards, soit avec des moulins à boulets ; mais en aucun cas ils ne

sont soumis à l'amalgamation directe. La proportion d'or libre dans ces minerais est toujours assez faible.

La dimension des mailles de tamis joue un rôle important dans la concentration, et il a fallu une série de tâtonnements avant d'arriver à la perforation la plus convenable.

Du broyage, la pulpe se rend, *sans aucune élimination préalable des slimes*, sur les concentrateurs à courroie sans fin, qui donnent trois produits, à savoir :

Des concentrés qui vont directement à la désantimonisation;

Des mixtes, à repasser;

Des stériles, qu'on rejette.

Concentrés. — Les concentrés sont composés de pyrites de fer, de mispickel et d'une partie seulement de la stibine. Ils contiennent aussi tout l'or métallique qui peut se trouver dans le minerai.

Au moment de notre visite, l'usine traitait des matières très pauvres en antimoine, provenant des déchets de la laverie de la mine de La Lucette. En voici la composition :

	MINERAI BROYÉ AU	
Teneur par tonne	Bocard	Moulin à boulets
Antimoine.....	$10^{kg},9$	$9^{kg},5$
Or.....	6^{gr}	5^{gr}

Les concentrés obtenus par le traitement de ces minerais contiennent :

Antimoine.....	$114^{kg},1$ par tonne
Or.....	34^{gr} —

Un autre concentré obtenu avec ces mêmes minerais tenait :

Antimoine.....	$97^{kg},5$ par tonne
Or.....	214^{gr} —

Mixtes. — Les mixtes contiennent encore une proportion assez importante d'antimoine, supérieure même parfois à celle du minerai originaire. En voici la composition :

Antimoine.....	$14^{kg},5$ par tonne
Or.....	1^{gr} —

Ils sont, comme on le voit, très pauvres en or. Ces mixtes sont repassés dans le traitement.

Tailings. — Les tailings, très pauvres en antimoine et en or, sont évacués au dump. Ils contiennent :

Antimoine.....	5kg,1 par tonne
Or.....	traces

Les résultats très remarquables de cette concentration montrent clairement qu'il ne faut pas songer à séparer effectivement le pyrite et le mispickel de la stibine. Cette dernière se répartit sur la table de concentration, depuis le compartiment des concentrés proprement dits; jusque dans celui des mixtes *il n'est donc pas possible de recueillir séparément ces deux sulfures métalliques.*

II. **Traitement des concentrés.** — La dissolution de l'antimoine dans le sulfure de sodium s'exécute méthodiquement, par lixiviation avec agitateurs, les liqueurs les plus appauvries en sulfure de sodium étant mises en présence des concentrés les plus riches venant des tables. On a ainsi, à l'extrémité de la batterie de dissolution, une liqueur saturée de sulfure d'antimoine à l'état de sulfure double d'antimoine et de sodium, mais sans excès de sulfure de sodium en liberté.

Cette liqueur, après décantation dans un bac, est soumise à un barbottage d'acide sulfureux, provenant du grillage des pyrites ou du grillage du sulfure d'antimoine donné par l'opération elle-même. Le sulfure d'antimoine est précipité sous forme d'une masse de couleur rouge brique, qu'on passe au filtre-presse au moyen d'un monte-jus. Le sulfate de soude produit par cette précipitation est évacué à l'état de lessive. Les gâteaux de sulfure d'antimoine sont marchands tels quels, vu leur pureté, ou soumis au grillage pour produire l'acide sulfureux nécessaire pour une précipitation subséquente, et ainsi de suite.

Les concentrés désantimonisés peuvent, à partir de ce moment, être traités par un des procédés en usage pour l'extraction de l'or des pyrites non antimonieuses.

Le procédé le plus simple consiste dans une fusion plombeuse, avec ou sans grillage préalable, au four à réverbère et au four à manche, en présence de la litharge, provenant du traitement lui-même.

Dans tous les cas, on a comme produit un plomb d'œuvre contenant pratiquement la totalité du métal précieux.

Ce plomb d'œuvre est soumis, soit à la coupellation ordinaire, soit à une oxydation par le nitrate de soude, qui donne des litharges à repasser, du nitrite de plomb, produit marchand et d'emploi courant dans la teinturerie, et enfin du plomb très aurifère à coupeler. C'est cette dernière formule qui est indiquée par M. Herrenschmidt. Dans cette manière d'opérer, la valeur des sous-produits paie, et au delà, les frais du traitement.

Conclusions. — L'originalité et le point saillant du procédé Herrenschmidt réside dans l'*émination préalable et totale de l'antimoine* par sa dissolution dans un sulfure alcalin, à l'ébullition.

Un autre point capital, c'est la concentration du minerai, *sans chercher à séparer la stibine des autres sulfures métalliques.*

On récupère ainsi la totalité de l'antimoine sous la forme marchande de sulfure précipité pur.

Et on laisse dans le résidu insoluble, privé d'antimoine, la *totalité* du métal précieux. Ce résidu peut être traité par voie sèche, sans aucun des inconvénients qu'entraîne la présence de l'antimoine. On peut dès lors concentrer, sans pertes, le métal précieux dans un plomb d'œuvre dont l'affinage est des plus simples :

Prix de revient. —.En appliquant ce procédé à des minerais tenant par exemple :

Antimoine.....	4 0/0 soit 40 kilos à la tonne
Or.....	12 grammes —

minerai qui peut-être considéré comme absolument sans valeur dans les conditions actuelles de traitement des minerais auro-antimonieux, le procédé Herrenschmidt permet de payer tous les frais de traitement au moyen des sous-produits retirés et d'arriver à laisser un bénéfice d'environ 21 francs par tonne, en donnant à cette dernière une valeur d'achat de 6 francs.

ANTIDOTE POUR LES EMPOISONNEMENTS PAR LE CYANURE

Voici les instructions données par le Comité chimique minier et métallurgique de l'Afrique du Sud, chargé de rédiger un règlement pour combattre les empoisonnements par le cyanure de potassium :

Composition de la mixture : 1° — 30 centimètres cubes d'une solution de sulfate de protoxyde de fer à 23 0/0 ; 2° — 33 centimètres cubes d'une solution de potasse caustique à 5 0/0; 3° — 2 grammes de magnésie en poudre.

Le Comité recommande de placer dans chaque atelier, dans lequel se trouvent des cuves contenant des liqueurs cyanurées, une boîte contenant : 1° un bocal d'une capacité d'un litre environ; 2° une bouteille, fermée hermétiquement, contenant la solution de sulfate ferreux; 3° une autre bouteille, également bouchée à l'émeri, contenant la potasse caustique; 4° un paquet de magnésie; 5° une cuillère.

La bouteille contenant le sulfate ferreux doit être *bleue;* celle pour la potasse, *blanche;* le *mélange doit être fait, au moment de l'absorption*, dans le bocal placé à cet effet dans la boîte, *après agitation* au moyen de la cuillère.

Les boîtes doivent être placées dans un endroit bien visible et porter en grosses lettres « *Antidote pour cyanure* ».

A l'intérieur du couvercle, se trouvent les indications nécessaires pour l'emploi du remède.

TROISIÈME PARTIE

MONOGRAPHIES D'INSTALLATIONS-TYPES

Choix des descriptions. — J'ai choisi comme conclusion de cet ouvrage, un certain nombre de monographies de moulins à or, remarquables soit par les dispositifs employés, soit par le prix de revient extrêmement réduit auquel ils sont parvenus. On y trouvera des indications pouvant servir utilement dans des exploitations similaires à créer en se basant sur la nature des minerais traités, que j'ai eu soin d'indiquer au début de chacune de ces descriptions.

1° *Amalgamation simple.* — Je donne d'abord, comme exemple de la méthode la plus simple de toutes, comportant uniquement l'amalgamation et la concentration des pyrites, sans traitement des slimes ni des tailings, les fameuses mines de *Treadwell* dans l'île de *Douglas*, en *Alaska*. Leur caractérisque est de traiter d'énormes quantités de minerai à très faible teneur (à peine 10 francs d'or total par tonne) et de donner cependant des bénéfices très sérieux.

Les concentrés ne sont pas traités sur place, mais vendus aux fonderies de Tacoma.

2° *Amalgamation et cyanuration de minerais pauvres.* — Les mines de *Homestake*, dans le *South Dakota*, sont les plus grandes mines d'or du monde entier, tant par le tonnage annuel qui y est traité (plus de 1 million et demi de tonnes) que par la production de métal précieux qu'on en retire. Ces minerais sont pauvres, puisqu'ils n'atteignent pas en moyenne une valeur d'or contenu supérieure à 18 francs par tonne, mais les frais sont aussi très réduits. On n'est arrivé à ce degré de perfection qu'après de nombreux tâtonnements et des essais multiples dans des voies diverses, de sorte que la

description de la méthode actuelle de traitement est fertile en enseignements de toutes sortes.

3° *Amalgamation hors du mortier. — Broyage en présence du cyanure.* — Dans cette même région du South Dakota, je décrirai le moulin de la mine *Maitland*, dans lequel l'amalgamation ne s'effectue pas dans le mortier, mais uniquement sur des plaques de cuivre placées à l'extérieur. Par contre, la solution cyanurée est *admise dans le mortier* pendant l'opération du broyage, ce qui constitue une variante assez intéressante du procédé de cyanuration.

4° *Cyanuration-type américaine.* — Le moulin de la mine *Camp Bird* (*Colorado*) est un exemple de cyanuration simple et rapide par les procédés américains, s'appliquant à des minerais dociles, amalgamables en proportion notable et donnant des concentrés faciles aussi à traiter. Le rendement s'élève à 85 0/0. On a adopté dans cette mine des cuves de très grandes dimensions après des essais comparatifs dont je donne le tableau.

5° et 6° *Chloruration.* — Je donnerai comme exemples de moulins de chloruration, en sus des explications détaillées dans le corps de cet ouvrage à propos de la méthode en usage à *Mount Morgan* (Australie), deux applications de ce procédé en Amérique, l'une dans la *Caroline du Sud* (minerais pauvres) à la mine *Phénix*, l'autre dans le district, classique pour ce genre de traitement, de *Cripple Creek* (Colorado).

7° *Méthode du Transvaal.* — On trouvera sous cette rubrique une description de la méthode caractéristique de traitement des slimes par décantation avec agitation, en liqueur cyanurée très faible, en usage à la mise de *Crown Deep*, qui donne un coefficient d'extraction atteignant jusqu'à 94.6 0/0.

8° *Grillage et broyage à sec dans le district de Kalgoolie.* — En ce qui concerne les minerais riches et complexes de l'Australie Occidentale, je donnerai une description du broyage à sec et du grillage à la mine de *Kalgurli*, où on emploie des fours de grillages à râblage automatique du type *Merton*, dont l'emploi se répand de plus en plus.

9° *Broyage à sec aux mines d'Hauraki* (Nouvelle-Zélande). — Dans le district d'Hauraki, on a successivement employé le broyage à sec et le broyage sous courant d'eau, ce qui permet d'établir un parallèle entre les prix de revient des deux méthodes.

10° *Procédé Diehl.* — Avant de quitter l'Australie, je décrirai la bromo-cyanuration (Procédé Diehl) installée à la mine *Hannan's Star*, où elle est appliquée depuis plusieurs années avec succès.

11° *Revue de la production mondiale en* 1904. — Enfin, comme conclusion de l'ouvrage, je présenterai une revue de l'ensemble de la production de l'or dans les divers pays aurifères du monde entier en 1904 et j'en déduirai les prévisions d'avenir que présentent ces divers pays. Je serai conduit ainsi à indiquer quelles sont, selon toute probabilité, ceux d'entre eux qui, réunissant les conditions les plus favorables à un développement nouveau, offrant, par conséquent, le plus d'intérêt au point de vue de l'emploi des capitaux.

12° A propos du relèvement de la production d'or au Transvaal, j'ai passé rapidement en revue les mines dont l'épuisement prochain nécessitera soit une fusion avec d'autres entreprises, soit une liquidation. L'accroissement certain des exploitations en profondeur (deep levels) obligera aussi les exploitants à se grouper pour économiser les frais de fonçage des puits qui deviennent de plus en plus élevés. Il y a là une évolution qu'il était intéressant de faire ressortir.

Des considérations générales sur la main-d'œuvre dans les principaux pays aurifères du monde me conduiront aux conclusions générales de cet ouvrage ; j'indiquerai ainsi le sens dans lequel, selon toute probabilité, devra évoluer l'industrie aurifère dans un avenir prochain.

I. — LES MINES DE TREADWELL

ILE DE DOUGLAS. — ALASKA

Le groupe des fameux gisements de *Treadweell* est constitué par cinq mines dont quatre sont situées sur le versant occidental de l'île de *Douglas*, à environ 4 milles de la ville de *Juneau* (*fig.* 241).

Ces mines sont la propriété de quatre Compagnies séparées, mais sont soumises à la même direction générale. Ces quatre mines portent les noms suivants :

La mine « *Treadwell* » proprement dite, qui est la propriété de la « *Alaska Treadwell Gold Mining C°* » ;

La mine « *Mexican* » appartenant à la « *Alaska Mexican Gold Mining C°* » ;

Et les mines « *Bullion* » et « *Seven hundred foot* », appartenant à la « *Alaska United Gold Mining C°* » ;

La cinquième mine, nommée « *Juneau* », appartenant à la « *Alaska Juneau Gold Mining C°* », est située dans l'intérieur.

On est arrivé, par des moyens puissants que je vais décrire et d'après les renseignements donnés par M. *Kinzie*, à extraire et à traiter avec bénéfice des quartz aurifères *ne contenant pas plus de* 2 $ *comme valeur totale de l'or contenu.*

Climat. — Le climat de cette région de l'Alaska est beaucoup moins sévère qu'on ne le pense généralement. Le froid y est moins intense qu'à New-York et les étés n'y sont jamais chauds.

Par contre, le climat est pluvieux, et la chute moyenne annuelle d'eau atteint plus de 2 mètres. Aussi la contrée est-elle couverte de forêts intenses.

Historique. — Les mines de l'Ile de Douglas ont d'abord été exploitées, conformément à l'évolution traditionnelle, à titre de placers, fort riches d'ailleurs, mais qui ont été rapidement épuisés.

C'est en 1881 que commença l'exploitation de ces richesses superficielles. Les placers du bassin de *Silver Bow* se distinguèrent par des teneurs magnifiques, mais ne durèrent aussi que peu de temps. Peu après la découverte des placers de l'île de Douglas, le

Fig. 241. — Ile de Douglas-Juneau et les Mines de Treadwell (la grande carrière).

claim nommé *Paris*, qui se trouve justement sur l'emplacement de la mine actuelle de Treadwell, fut acheté à un Français nommé *Pete*, par *John Treadwell*, pour la somme de 400 $.

C'est en 1881 aussi qu'un premier moulin de 5 pilons y fut construit et que l'on commença le broyage des minerais provenant d'une veine d'environ 20 pieds de largeur, tenant, d'après les souvenirs de l'époque, de 8 à 10 $ par tonne, ce qui était suffisant pour encourager un développement ultérieur. On se rendit bientôt compte que la grande majorité du minerai avait une teneur extrêmement faible, mais qu'il y en avait des quantités considérables et qu'il était par conséquent nécessaire, pour gagner de l'argent, d'installer des moulins de grande capacité.

Dans ce but, on mit en marché, en Juin 1885, un moulin de 120 pilons. Le résultat des trois premières années de travail conduisirent à un doublement de l'usine et, en Août 1888, on marchait déjà sur la base de 240 têtes de pilons.

Après une étude complète des résultats obtenus par le travail de ces 240 pilons, ainsi que des quantités de minerai reconnues dans la mine, on décida l'accroissement de la capacité de broyage en ajoutant aux installations déjà faites 300 nouveaux pilons.

En Mai 1899, cette immense usine de 540 *pilons* était mise en marche.

C'est en développant la mine de Treadwell, que la mine Mexican fut découverte ; mais on ne pouvait guère, à l'apparence des affleurements, compter dans ce dernier gisement sur un développement aussi considérable que celui que les événements ultérieurs ont permis de réaliser.

On y débuta, en 1894, avec 60 pilons, mais les résultats de la première année décidèrent l'administration de cette affaire à en porter le nombre à 120, qui furent mis en marche régulière en 1896.

Ces événements amenèrent dans le pays une foule de prospecteurs, et on ne tarda pas à découvrir de nouveaux placers fort riches à l'emplacement où existe maintenant la mine « *Ready Bullion* ». La plupart de ces travaux superficiels se trouvaient sur le relai de mer le long de la plage; l'or y était beaucoup plus gros et la teneur beaucoup plus élevée que dans les dépôts superficiels analogues trouvés sur la Treadwell et sur la Mexican.

En 1894, la Société « Alaska United Gold Mining C° » qui avait déjà acquis le contrôle sur l'extension du gîte de Treadwell à son extré-

mité, connue maintenant sous le nom de la mine « Seven hundred foot », devint acquéreur de Ready Bullion et, en 1898, 120 pilons furent mis en marche sur les minerais de cette mine.

L'année suivante, 100 autres pilons furent construits pour travailler les minerais de la mine « Seven hundred foot », ce qui faisait en tout, à cette date, 880 *pilons travaillant sur ces diverses propriétés.*

Nature du minerai. — Le minerai est d'une nature toute spéciale et consiste en une *syénite minéralisée ;* il se répartit en deux classes bien distinctes :

1° Du quartz, qui a rempli les innombrables fissures de la syénite et la syénite elle-même, qui a été légèrement minéralisée le long des plans de fracture ;

2° La seconde classe de minerais est formée par de la syénite qui a été broyée et émiettée par des actions dynamiques et dont les fragments ont été repris par les dissolutions minéralisées.

A l'extrémité Est de la mine Mexican, principalement dans les niveaux inférieurs, le minerai consiste en quartz aurifère et calcite occupant des espaces lenticulaires, interstratifiés dans un schiste ardoisier noir.

Teneur. — La teneur du minerai peut être facilement déterminée d'après la quantité de pyrite qu'il contient, et la distribution du métal précieux, qu'elle soit ou non uniforme, dépend aussi de la répartition de cette pyrite.

Extraction. — Les mines de Treadwell, Seven hundred foot et Mexican sont munies chacune de puits verticaux. A la Ready Bullion, les puits sont inclinés ; le terrain est d'ailleurs si consistant que le boisage n'est guère nécessaire qu'à la surface.

Voici un tableau donnant le nombre et les dimensions des puits d'extraction.

DIMENSIONS DES PUITS	NOMBRE de COMPARTIMENTS	NATURE	ÉPUISEMENT par MINUTE
Treadwell	4	Vertical	200 litres
Mexican	3	d°	80 —
Ready Bullion	3	Incliné	320 —
Seven hundred foot	3	Vertical	200 —

Tous ces travaux ont été faits à la perforation mécanique.

Bien que la profondeur de ces puits varie entre 700 et 800 pieds au-dessous du niveau de la mer, ils ne donnent lieu, comme on le voit par le tableau qui précède, qu'à un épuisement très faible. La plus grande partie des eaux de la mine provient de la surface ; elles sont recueillies dans les premiers niveaux et rejetées de là à la surface.

A la mine Ready Bullion, le gîte minéralisé se trouve dans sa majeure partie au-dessous de la mer ; c'est pourquoi un puits vertical aurait été impraticable.

On a donc attaqué le puits incliné à un point situé à 160 pieds du mur de gisement, et on l'a foncé sous un angle de 47°33′ sur l'horizontale. Afin d'éviter l'invasion des eaux de la mer dans les travaux souterrains, on a laissé un massif de protection de 300 pieds d'épaisseur, sans faire aucun travail à la partie supérieure du principal amas exploité dans la mine.

Le minerai a été recoupé à une distance de 728 pieds mesurés suivant l'inclinaison du puits et ce dernier a été continué dans le minerai jusqu'au niveau de 750 pieds.

Comme la pente du mur avait beaucoup augmenté dans cet intervalle, il devenait évident que, si le puits était continué avec le même angle, il sortirait bientôt du minerai. On modifia en conséquence la pente du puits tout en continuant le fonçage jusqu'à 900 pieds, niveau auquel il a une inclinaison de 80° qui lui a été maintenue dans le fonçage entrepris en aval de ce dernier niveau.

Développement des mines. — On avait commencé à créer des étages à tous les 110 pieds (33 mètres) mais au-dessous du niveau de 440, on a adopté un traçage tous les 150 pieds (45 mètres), de façon à éviter les frais trop grands de développement. A chaque niveau correspond une recette dans le puits.

On y installa des trémies de chargement, car l'extraction se fait au moyen d'une *benne guidée* (*skip*), procédé qui, comme on le sait, est très répandu en Amérique.

Les travaux d'abatage s'opèrent par grandes tailles montantes. Le développement des niveaux détermine la création de grandes chambres non remblayées où l'abatage s'opère au moyen de perforatrices. Dans les avancements, c'est la *New-Ingersoll* avec cylindre

de 3 pouces 5/8 qui donne les meilleurs résultats; dans les abatages on emploie un outil plus léger avec un cylindre de 3 pouces 1/4. Le roulage s'opère mécaniquement, et l'organisation générale de la mine, grâce à l'énorme développement, du gîte en profondeur, constitue un véritable modèle de rapidité et d'économie.

Les niveaux supérieurs ont été exploités par de grands travaux en tranchée, qui ont donné des quantités très considérables, de minerai à un prix de revient de carrière à ciel ouvert, c'est-à-dire à 2 fr. 50 ou 3 francs la tonne.

J'insisterai surtout ici sur le traitement de ces minerais dans les usines de broyage, et sur les prix de revient réellement extraordinairement bas, auxquels on est parvenu dans les conditions toutes particulières où se trouve cette mine.

Traitement par broyage. — La nature des minerais d'or de l'île de Douglas s'adapte particulièrement bien à la méthode d'extraction très simple qui lui est appliquée. Ainsi que je l'ai dit plus haut, l'or est contenu dans une syénite altérée, sous forme d'or libre.

Quant à l'or dit combiné, il est contenu dans les sulfures ou pyrites de fer, qu'accompagnent parfois la molybdénite et la pyrite arsénicale.

A la surface, le minerai a été soumis à une action oxydante faible, car, en profondeur, le minerai est plutôt plus riche en or libre que dans les niveaux supérieurs.

En ce qui concerne la quantité d'or retenue dans l'amalgame et la proportion d'or retiré des différentes parties du moulin, les moyennes, portant sur plusieurs années de marche, démontrent que 48,04 0/0 de l'or sont retenus par les plaques d'amalgamation et que la différence, soit 51,96 0/0, reste dans les sulfures et dans les tailings.

Concasseurs. — Les concasseurs sont placés à la partie supérieure de la charpente des différents moulins et sont du type tournant (gyratory crushers). Le minerai sortant de la mine est jeté automatiquement sur une grille formée de barreaux de fer de 3 mètres de long et de 25 millimètres d'épaisseur écartés de 50 millimètres. Le refus de cette grille se rend dans les broyeurs, et ce qui a passé au travers tombe dans les trémies de chargement, qui sont placées directement au-dessous des broyeurs.

Pendant l'année 1903, le tonnage journalier des moulins a été augmenté de *plus d'une tonne par pilon et par vingt-quatre heures*, et il n'y a nul doute que la moitié au moins de cet accroissement est dû à ce fait que les broyages préalables ont été chargés de réduire les matières à une dimension de 20 0/0 inférieure à celle qui avait été préalablement adoptée. Une installation plus économique que celle existant pour le concassage paraît devoir s'imposer à Treadwell. Elle consisterait en quatre broyeurs du type Gate, montés par paires l'un au-dessus de l'autre, le broyeur supérieur étant installé de façon à pouvoir admettre des blocs bruts, de la mine et l'inférieur réglé pour donner à sa sortie des produits ne dépassant pas 37 millimètres de diamètre. Le criblage à la sortie de la mine devrait se faire sur une grille ayant un espacement de 125 millimètres entre les barreaux, et on disposerait les choses de façon que les matières, qui auraient traversé ces barreaux, tombent sur une seconde grille ayant un écartement de 37 millimètres, le refus de cette deuxième grille passant au broyeur inférieur avant de tomber dans les trémies de chargement des pilons. Entre les deux broyeurs devrait se trouver une autre grille possédant aussi le même écartement de 37 millimètres et séparant toutes les matières déjà broyées par ce premier appareil, à la dimension requise, le refus seul de ce criblage allant au second broyeur.

Avec une installation aussi méthodique, on obtiendrait sans aucun doute une réduction très appréciable dans le prix de revient du concassage.

Il existe trois procédés différents pour transporter le minerai depuis les stalles où il tombe après avoir passé dans les concasseurs, jusqu'aux trémies proprement dites de chargement de pilons.

A la mine Treadwell, on emploie une petite locomotive traînant des trains de six wagons chargés chacun de 2 tonnes et demie.

A la mine Mexican, dans laquelle les broyeurs et les moulins se trouvent sous la même halle, les wagons de 2 tonnes et 1/2 sont poussés à la main, tandis qu'à la mine Ready Bullion le minerai est descendu sur un plan incliné par trains de quatre wagons de 2 tonnes et 1/2, les wagons vides étant remontés au moyen d'un petit treuil à vapeur. Dans tous les cas, les voies sont placées sur toute la longueur du moulin de façon que les wagons peuvent décharger directement dans les trémies d'alimentation des bo-

cards. Dans les usines de 300 et de 240 pilons de la mine Treadwell, ces derniers sont installés dos à dos et le fond des trémies de chargement est disposé en forme de V renversé, de façon à ce que le minerai se porte uniformément sur les deux faces pour l'alimentation des moulins.

Dans les autres usines, où les pilons se placent sur une seule ligne, le fond des trémies de chargement a une pente de 45° à partir d'un point situé à 2^{m},40 au-dessous du rail de chargement. Ces trémies sont munies d'une double garniture de planches sur la face qui regarde les pilons et recouvertes de tôles d'acier de 6 millimètres d'épaisseur pour éviter tout tamisage.

L'ouverture inférieure de ces trémies donne dans une trémie plus petite qui fait partie du mécanisme d'alimentation automatique. Il y a un appareil de ce genre pour chaque cinq têtes de pilon. Le moulin de 300 pilons de Treadwell, celui de Ready Bullion et celui des 700 pieds, sont munis de systèmes d'alimentation suspendus (*suspended Challenge feeders*). Ces feeders valent mieux que les appareils ordinaires, à cause de leur solidité plus grande et de la facilité avec laquelle on peut les visiter sur toutes leurs faces.

Mortiers. — Il existe trois modèles différents de mortier actuellement en service dans l'île: le 300 Treadwell, le Ready Bullion, et le 700 pieds emploient le modèle 67A, de Fraser et Chalmers. Le moulin de la Mexican emploie le Fraser et Chalmers Numéro 67 et enfin le 240 Treadwell est monté avec un mortier spécial fabriqué par *MM. Maran Brothers*, de *Seattle* (*Washington*).

Tous ces moulins sont munis de plaques de fond, sauf dans le 240 Treadwell, où les dés reposent directement sur la base des mortiers.

Ces derniers sont fondus sur place dans les ateliers de la Compagnie. Les doubles fonds consistent en une plaque de fonte de 3 pouces d'épaisseur ayant la dimension de la base des dés, ces double fonds ont pour but de protéger le mortier contre une usure excessive.

Pilons. — Les pilons dans les usines : 300 Treadwell, Ready Bullion, Mexican et 700 pieds, pèsent 1.020 livres, tandis que ceux de 240 Treadwell pèsent seulement, à l'état neuf, 850 livres. Le dispositif des cames, ainsi que l'assemblage des tiges avec les têtes

ne présente rien de particulier. On emploie dans tous les moulins des têtes et sabots en aciers fournis par la Maison Koppel.

Un sabot dure trois mois et broie 489 tonnes de minerai, ce qui correspond à une usure de 0,27 livre anglaise (environ 122 grammes) d'acier par tonne de minerai passé. Les dés sont fondus dans les ateliers de la Compagnie et durent 4,49 mois, broyant 732 tonnes et consommant par conséquent 0,16 livre de fonte (72 grammes) par tonne de minerai traité. Je donne à la figure 242 une vue intérieure de la batterie et des concentrateurs du moulin de 300 têtes, qui donne une idée des dimensions vraiment grandioses de cette usine.

Fondations. — Il est inutile de rappeler l'importance essentielle de solides fondations pour assurer la durée et le bon rendement d'un moulin à or. Il existe dans les usines de l'île de Douglas deux sortes de fondations : les pilons de Ready Bullion, de 700 pieds et du 300 Treadwell ont des fondations en béton garnies d'armature en fonte, tandis que les usines de Mexican et de 240 Treadwell ont des fondations ordinaires en bois.

En tenant compte des conditions climatériques spéciales qui existent dans l'île de Douglas, la durée d'une fondation en bois, faite avec le meilleur pin d'Orégon, est d'environ six ans. A partir de cette date, les charpentes commencent à se pourrir, ce qui amène du jeu dans les boulons de fondation du mortier et, par conséquent, une usure inégale de la surface des blocs.

On peut pallier cet inconvénient et augmenter un peu la durée de six ans en interposant entre le mortier et la fondation une plaque de caoutchouc, mais ce n'est qu'un expédient.

Les blocs de fondation sont construits de la manière ordinaire avec quatre pièces de pin d'Orégon de 4 pieds sur 8 pouces et sur 26 pouces, assemblées par des tirants en fer, solidement boulonnés.

Les trous pour les boulons d'ancrage sont percés dans le bloc à la dimension de l'embase du mortier ; à 4 pieds au-dessous de cette embase, on perce des trous de part en part au moyen desquels on fixe l'ancrage sur lequel les boulons de fondation viennent exercer leur pression. Il est important que cet ancrage occupe toute la largeur de la fondation, de façon à intéresser toute la masse à la résistances aux chocs.

Les meilleurs blocs sont, sans contredit, ceux qui sont constitués

par une série de planches de 50 millimètres d'épaisseur réunies par des boulons et des clous et consolidées comme il est dit plus haut.

Fondations en béton. — Les moulins de Treadwell ont été parmi les premiers qui aient essayé de remplacer par du béton, les fondations ordinaires, en bois, des pilons. Cette transformation a donné lieu, dans les débuts, à certaines difficultés. Voici comment on les exécute dans les moulins du dernier modèle.

Dans les premiers temps, peu après la mise en marche, on remarquait que les angles de la fondation en béton, dans le voisinage de l'embase des mortiers, montraient des signes de désagrégation. On souleva alors ce dernier et on glissa entre le mortier et le béton une feuille de caoutchouc de 6 millimètres d'épaisseur. Cette amélioration diminuait l'effritement, mais ne l'arrêtait pas et, dans le courant de la troisième année, un bon quart des blocs de fondation du moulin eurent leurs boulons de fondation brisés au point de contact entre le béton et l'embase.

Dans presque tous les cas, on s'aperçut en enlevant le mortier qu'à l'époque où la fondation avait été faite on avait laissé le béton faire prise à sa hauteur approximative, au lieu de lui mettre une chape juste au niveau exact qu'il devait atteindre.

On avait ensuite coulé du ciment sous l'embase du mortier afin d'amener la fondation à son niveau exact et cela, après que le mortier avait déjà fait prise. Cette manière d'opérer avait créé un plan de rupture facile qui avait amené la ruine du système. Il est donc indispensable, dans ce genre de construction, de niveler exactement le sommet de la fondation en béton et de lui donner 8 pouces de plus en largeur sur chacun des côtés, de façon à lui faire dépasser de cette quantité l'extrémité de l'embase du mortier, comme indiqué à la figure 183.

Sauf ce détail qui a, comme on le voit, une grande importance, les fondations en béton ont rempli les conditions qui leur étaient imposées et semblent, à tous points de vue, préférables aux fondations en bois, du moins dans les conditions qui se rencontrent dans l'île de Douglas.

Force motrice. — Depuis la mise en marche, en 1881, d'un moulin de 5 pilons à la Treadwell, le nombre a été constamment accru jusqu'à l'heure actuelle, où il existe 880 *têtes de pilons en travail* dans l'île, distribuées comme je l'ai dit plus haut.

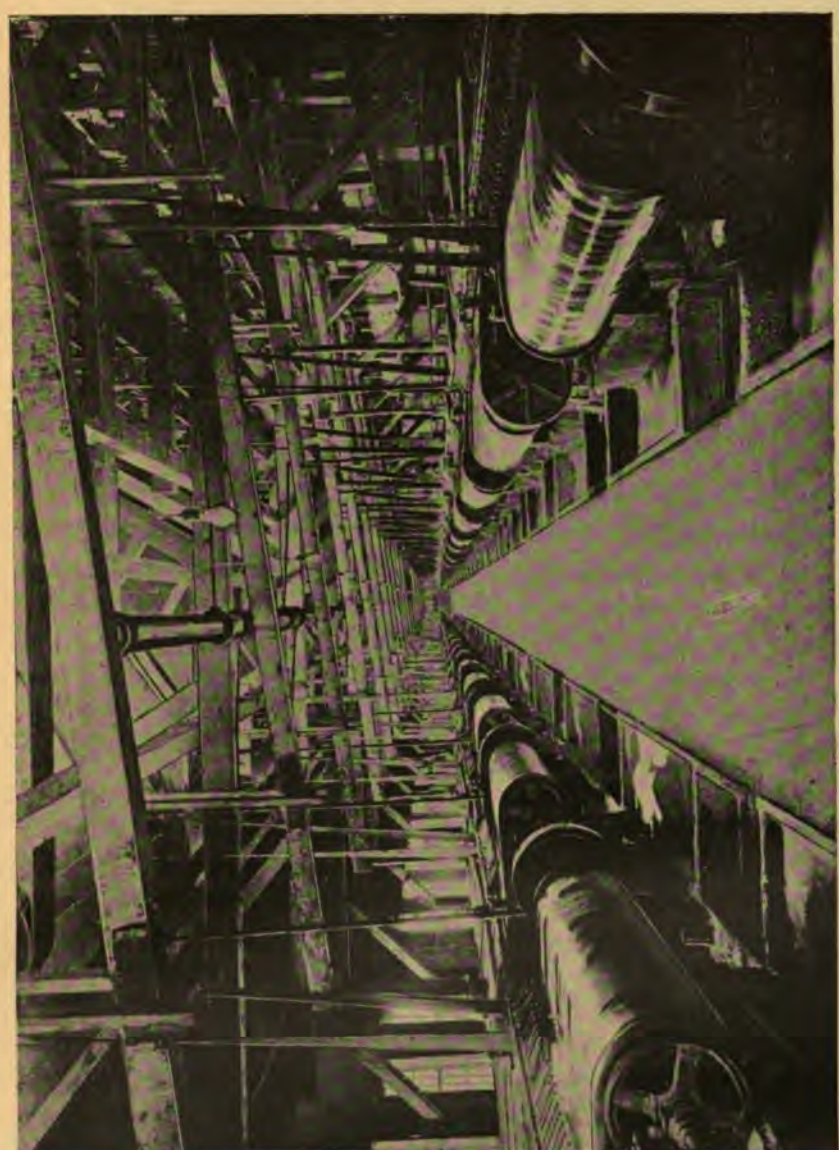


Fig. 242. — Treadwell (la Grande Batterie, les Frue Vanners).

Les moulins sont actionnés, suivant la saison, soit par des machines à vapeur, soit par des roues hydrauliques mûes par des captages exécutés dans l'île de Douglas.

Pendant les mois d'été, l'eau est assez abondante pour faire marcher 760 à 780 têtes de pilons ; mais pendant l'hiver la force hydraulique n'est plus suffisante pour faire, à elle seule, fonctionner à la fois les batteries de pilons, les concentrateurs, etc., soit, en un mot, la totalité des moulins. Il faut l'aider par des machines à vapeur.

La pression hydraulique est donnée par une série de canaux amenant l'eau en hauteur, ayant une longueur totale de 18 milles. Le principal canal prend sa source à un lac dans les montagnes, à une distance de 14 milles des moulins; il chemine à flanc de coteau, ramassant au passage les eaux de nombreuses petites sources et de torrents, et arrive, au château d'eau, à une élévation de 144 mètres au-dessus des moulins et à une distance de 450 mètres de ce dernier.

Vu la grande quantité de neige qui tombe pendant l'hiver ainsi que les froids assez vifs, auxquels l'eau est exposée, les conduites sont entièrement couvertes sur toute leur longueur.

La neige persiste sur les montagnes au moins jusqu'à la fin d'Avril et, depuis cette époque jusqu'à la fin de Novembre, il ne faut compter que sur les pluies pour fournir la quantité d'eau nécessaire.

A la mine Ready Bullion, il n'a pas été fait d'installation pour amener de l'eau, sauf pour celle nécessaire à l'alimentation des chaudières. C'est au moyen de l'*eau salée pompée dans la mer* qu'on dessert les moulins. L'expérience a démontré que si cette eau exerce une action réellement destructive sur toutes les parties en fer des batteries et des concentrateurs, elle est *préférable à l'eau douce* au point de vue de l'*amalgamation ;* mais ce dernier avantage est loin de compenser les pertes que cause son action corrosive, notamment sur les courroies des concentrateurs et sur les tamis.

Le charbon provient des houillères de l'île de Vancouver et arrive à des prix raisonnables. On en consomme environ 22.000 tonnes par an.

Le débarquement en rade s'opère au moyen de chalands qui rapportent au navire, comme fret de retour, les concentrés en vrac qui sont travaillés aux fonderies de Tacoma.

Amalgamation de l'or libre. — L'or libre est retenu, tant à l'intérieur des mortiers que sur les plaques amalgamées qui leur font suite, au moyen du mercure. Les divers chefs-amalgamateurs varient d'opinion au sujet de la quantité de mercure à employer, mais il résulte d'une série d'essais exécutés dans les différents moulins que la quantité de mercure ajoutée dans les mortiers et sur les plaques *est en raison directe de la dimension des tamis* et par conséquent de la grosseur du minerai.

Plus le broyage est grossier, plus il faut ajouter de mercure dans les mortiers pour retenir l'or. D'autre part, le frottement des sables grossiers sur les plaques demande un entretien fréquent pour les maintenir bien couvertes d'amalgame.

Jusqu'en 1901, on s'attachait à tenir l'amalgame des plaques très fluide et, bien qu'à cette époque le broyage fût beaucoup plus fin qu'à présent, on consommait énormément de mercure. On est arrivé à présent, bien que les tonnages broyés par tête de pilon aient présenté une augmentation notable, à ce résultat : que la quantité de mercure dépensé par tonne de minerai est tombée à environ *la moitié de celle précédemment employée*.

Tamis. — La perforation diagonale, qui est seule employée dans tous les moulins, sans exception, est celle du numéro 23 de la jauge anglaise.

On emploie aussi les numéros de tôle 4 et 5, qui sont équivalents aux tamis numéros 20 et 18-mesh en fils métalliques et qui sont fixés sur des cadres, à la façon ordinaire. On emploie deux largeurs : 9 et 12 pouces, celle de 9 pouces étant généralement préférée.

Un tamis dure environ sept semaines dans tous les moulins, sauf à Ready Bullion où sa durée n'est que de quinze jours. Cette différence est uniquement due à l'emploi de l'eau salée dont l'action corrosive est rendue plus intense encore par l'usure causée par le choc des sables qui nettoient constamment la tôle perforée, facilitant ainsi l'oxydation par l'eau salée. Les tamis attaqués par l'eau salée ne sont pas mis hors d'usage, comme dans les moulins qui emploient l'eau douce, par l'usure proprement dite. Ils deviennent cassants et se brisent en morceaux.

Plaques amalgamées. — A la sortie des tamis, la pulpe ren-

contre une réglette qui assure son écoulement régulier et lent sur les plaques amalgamées, lesquelles sont placées immédiatement au-dessous de la lèvre du mortier. On diminue ainsi l'action abrasive des sables et la majeure partie de l'amalgame forme un bourrelet tout près de la tête des plaques. On le maintient plus sec que dans la partie inférieure de la plaque, ce qui donne toutes chances de retenir les fines parcelles d'or qui pourraient, sans cette précaution, être évacuées sous forme d'or flottant.

Ces plaques sont faites en cuivre des Lacs, de première qualité, de 2 millimètres d'épaisseur, sur 4 pieds de largeur et 10 pieds de long avec une pente de 1 pouce 1/2 par pied (12 0/0). Elles sont maintenues propres à la manière usuelle, en les nettoyant avec une solution faible de cyanure de potassium et en y frottant du mercure jusqu'à ce que la surface apparaisse parfaitement amalgamée. En cours de service, on les entretient deux fois par jour en les frottant avec du mercure, chacune de ces opérations se faisant rapidement et ne prenant que quelques minutes.

A la partie inférieure de chaque plaque, se trouve un caisson en bois, doublé en cuivre, nommé le *tail-box*, où on retient une petite quantité d'amalgame. A la sortie du tail-box, la pulpe est conduite au moyen d'un tuyau de 3 pouces de diamètre à la *trappe à mercure*, qui n'est autre chose qu'une pyramide à quatre pans renversée de 14 pouces en carré à sa partie supérieure, de 15 pouces et 1/2 de profondeur et de 6 pouces carrés à sa pointe. Le fond est fermé par un bouchon de 2 pouces, qu'on enlève pour le nettoyage.

Un bloc en bois occupe la majeure partie de la trappe, de façon que la pulpe qui pénètre dans l'appareil, à 2 pouces au-dessus de son fond, est obligée, pour s'échapper, de remonter dans l'espace évasé qui reste entre la trappe et le bloc en bois pour gagner de là le canal de décharge.

Ces trappes sont généralement suspendues au-dessous du plancher de la batterie. La pulpe qui en sort est conduite aux boîtes de distribution des deux concentrateurs ; sur le plancher de la boîte d'alimentation de chaque concentrateur est placée une plaque de cuivre amalgamé dont la dimension varie suivant celle du concentrateur lui-même.

Ces derniers appareils sont tous du type Frue-vanners ordinaire, qui séparent les sulfures métalliques et un peu d'or libre pouvant

se trouver dans la pulpe, tandis que les refus s'échappent dans le canal de décharge.

Concentration. — D'après les moyennes, portant sur une durée prolongée, on sait que 48 0/0 de l'or contenu dans le minerai sont retenues par la concentration, la proportion théorique étant de 51,96 de l'or total, soit une perte de 6 0/0 environ.

Les Frue-vanners employés sont de deux dimensions : 4 et 6 pieds. Ils sont installés de façon à ce que la pulpe provenant d'un élément de 5 pilons est divisée entre deux vanners. Ce genre d'appareil s'adapte parfaitement bien à la nature des minerais de l'île de Douglas et, d'après l'examen des rendements, on peut se rendre compte qu'il serait réellement difficile d'obtenir un meilleur coefficient d'utilisation.

L'usure de ses machines est très réduite dans tous les moulins, sauf, toujours, dans celui de Ready Bullion, à cause de l'eau salée.

En marche régulière, une tête de pilon broyant 5,6 tonnes de minerai par vingt-quatre heures exige 18 litres, et chaque Frue-vanner 7 litres d'eau par minute.

La proportion de concentrés est un peu inférieure à 2 0/0 du poids total du minerai traité. La valeur de ces concentrés est d'environ $. 51 d'or par tonne dans tous les moulins, sauf à Ready Bullion, où il contiennent seulement $. 35.

Chaque moulin possède des trémies de dépôt pour ses concentrés pouvant contenir environ 400 tonnes. Ces dépôts sont situés à proximité du moulin ; on y transporte les produits au moyen de wagonnets qui sont remontés par un monte-charge hydraulique jusqu'à la partie supérieure des trémies, où ils sont versés.

Ces matières sont ensuite reprises par des wagons de 2^{T},50, qui les transportent aux quais de débarquement où elles sont chargées sur les chalands et exportées aux fonderies de Tacoma.

Prix de revient. — Voici le tableau du prix de revient de ces différentes opérations portant sur une période de dix mois pendant l'année 1903. (Voir page suivante.)

On voit qu'on arrive, comme moyenne dans la période considérée, au chiffre extrêmement réduit, de 21,56 cents ou 1 *fr.* 11 *par tonne.*

DÉPENSE EN CENTS PAR TONNE (1902)

NOM du MOULIN	Main-d'œuvre.	Fournitures.	Fer et acier.	Fonderie.	Électricité.	Transports.	Réparations.	Essais.	Force motrice.	Dépenses légales.	TOTAL.
300 Treadwell....	5.60	1.44	2.11	1.09	0.01	0.03	0.57	0.04	0.61	0.55	12.05
240 Treadwell....	7.20	3.76	0.58	0.58	0.10	0.06	1.06	0.16	6.58	0.32	20.40
Mexican.....	7.20	5.23	2.20	1.21	0.27	0.09	0.91	0.17	6 »	0.34	23.62
Ready Bullion....	9.34	3.60	3.62	1.35	0.09	0.12	0.99	0.20	2.32	0.30	31.93
700 foot claim....	7.12	2.85	1.65	0.81	0.21	0.02	0.64	0.14	5.75	0.62	19.81
									Moyenne.....		21.56

Récolte (Clean-up). — La récolte de l'or dans les différents moulins se fait partout de la même façon et elle est réglée de manière à être terminée pour le 15 de chaque mois. Le premier jour, on commence par nettoyer les trappes à amalgame. A cet effet, on arrête l'élément de cinq pilons correspondant et on coupe l'arrivée de l'eau. On enlève alors la pièce centrale en bois après l'avoir bien nettoyée pour en séparer les particules d'amalgame qui peuvent y avoir adhéré. On retire le bouchon qui se trouve à la partie inférieure de la trappe et l'on fait couler son contenu dans un baquet. On remet le tout en place, après avoir lavé les diverses parties. Cette opération prend environ cinq minutes. Lorsque toutes les trappes ont été nettoyées, les matières qu'on en a retirées sont d'abord lavées grossièrement et réunies dans un baril d'amalgamation pour traitement ultérieur. On y ajoute le contenu des caisses d'amalgamation, et le tout est chargé dans un baril en fonte de 20 pouces de diamètre et de 4 pieds de longueur, porté sur un axe horizontal et conduit par une courroie qui lui fait faire 15 tours par minute. On y charge de 3 à 500 livres de minerai auxquelles on ajoute 75 à 125 onces de mercure avec six boulets en fer qui servent de broyeurs et enfin la quantité d'eau nécessaire pour remplir l'appareil. Après avoir tourné douze heures, le baril est ouvert et la charge est versée dans un pan d'amalgamation de 4 pieds de diamètre dont le fond est légèrement concave, comme dans une batée.

C'est, en réalité, un appareil qui ressemble beaucoup au concentrateur Bazin décrit à la page 279.

L'amalgame qui reste au fond de l'appareil est pressé dans de petits sacs de toile, et le résidu, après pesée, est envoyé à la distillation et à la fusion.

On procède ensuite au nettoyage des batteries et des plaques d'amalgamation. Ce travail s'opère à raison de 4 batteries de 5 pilons, soit 20 pilons par jour. Dans le moulin des 300 pilons Treadwell, 5 batteries sont nettoyées tous les jours.

Pour opérer le nettoyage d'une batterie, on arrête l'alimentation et on continue à battre jusqu'au moment où les têtes viennent frapper sur les mortiers sans interposition de minerai.

On enlève l'eau qui reste dans le mortier et on met dans des seaux les gros sables qui entourent les têtes de dés. Ces matières sont mises de côté pour être replacées dans le mortier après le nettoyage. On couvre alors le mortier avec un couvercle en bois et on bouche les ouvertures avec des sacs avant de donner la vapeur qui est envoyée au moyen d'un tuyau mobile à travers un trou réservé dans le couvercle. On réchauffe ainsi pendant vingt à trente minutes l'intérieur du mortier de manière à ramollir et à favoriser la récolte de l'amalgame sur les plaques en cuivre ; pendant la durée de ce réchauffement, on prépare une seconde batterie à recevoir un traitement semblable, de façon à éviter toute perte de temps. L'amalgame est alors détaché avec des ciseaux, en évitant, bien entendu, d'attaquer le cuivre. On amalgame de nouveau ce dernier avec du mercure et on envoie les copeaux et boules d'amalgame ainsi détachés à l'atelier d'amalgamation.

Deux hommes commencent alors le nettoyage du fond du mortier, qu'il est indispensable de vider complètement pour le changement des pièces usées, ce qui est le cas général. On nettoie soigneusement toutes les pièces telles que sabots ou dés hors d'usage et on envoie tous les sables lourds provenant de ce nettoyage au baril d'amalgamation.

L'amalgame provenant de cette récolte est passé simplement dans le pan d'amalgamation avec addition de mercure pour séparer les impuretés.

Main-d'œuvre. — La quantité de main-d'œuvre varie considé-

rablement avec les saisons : pendant l'été et souvent même pendant l'hiver les moulins sont actionnés uniquement par la force hydraulique, ce qui dispense d'employer les machinistes, les chauffeurs et les manœuvres qui approchent le charbon.

Lorsqu'on marche avec la vapeur, les salaires des chauffeurs et des manœuvres sont partagés entre la mine et l'usine, proportionnellement au nombre de chevaux-vapeur employés dans l'une et l'autre de ces branches. Il en est de même à la mine Ready Bullion pour le salaire des mécaniciens.

Chaque moulin est placé sous la surveillance d'un contremaître, qui est responsable de sa bonne marche et du rendement.

Il surveille aussi la récolte de l'amalgame, ainsi que son nettoyage. Les amalgamateurs ont pour consigne d'entretenir en bon état les plaques d'amalgamation aussi bien dans l'intérieur du mortier qu'à l'extérieur, de régler l'arrivée de l'eau, de renouveler les pièces usées, en un mot de maintenir le moulin sur un pied de rendement maximum. Les ouvriers préposés à l'alimentation veillent à ce que cette dernière se fasse régulièrement. De la valeur de ces hommes dépend la bonne marche du moulin.

Les hommes employés aux concentrateurs n'ont absolument à s'occuper que de ces appareils. Ils doivent avoir une grande expérience de leur conduite ; aussi est-il d'usage de ne les recruter que parmi les ouvriers qui ont déjà été employés dans cette partie de l'atelier.

PRIX DE REVIENT DE L'ALASKA TREADWELL (PAR TONNE)

ANNÉES	OR RETIRÉ	DÉPENSES TOTALES	BÉNÉFICE	PROPORTION BROYÉE PAR		CONCENTRÉS		NOMBRE TOTAL de tonnes broyées	BÉNÉFICE GLOBAL annuel
				Hydr.	vapeur	Proport.	Valeur		
	$	$	$	0/0	0/0	0/0	$		$
1897	2,80	1,57	1,23	75	25	1,92	48,14	242.027	323.034
1898	2,32	1,48	0,84	63	37	1,70	44,33	254.329	243.260
1899	2,71	1,28	1,43	68	32	1,96	48,11	250.408	386.792
1900	2,07	0,92	1,15	80	20	1,76	38,78	557.960	673.961
1901	1,88	1,19	0,69	79	21	1,78	41,92	457.802	352.558
1902	1,91	1,28	0,63	77	23	1,82	50,48	682.893	463.489
1903	1,88	1,01	0,87	85	15	1,88	49,79	508.623	442.513

II. — LA CYANURATION A LA HOMESTAKE MINING C°

Historique. — La Société connue sous le nom de *Homestake Mining C°* a été formée par la réunion des Sociétés suivantes :

The Father of Smet Consolidated Gold Mining C°;

The Deadwood Terra Mining C°;

The Caledonian Mining;

Et *the High Land Mining C°.*

Situées tout près de la ville de *Lead*, comté de *Lawrence* (*South Dakota*), au Nord de la célèbre région des *Black Hills.*

La Compagnie possède ou contrôle 250 claims comprenant 2.616 acres et couvrant environ 8.000 pieds de longueur, mesurés suivant la direction du filon.

A la surface, il existe plusieurs veines parmi lesquelles trois se sont réunies en profondeur, la principale de ces veines ayant de 300 à 500 pieds de large.

En 1903, la profondeur maxima des travaux atteignait 1.100 pieds.

Les épontes du gîte sont formées par des schistes carbonifères. Au 1er Janvier 1903, la Compagnie avait produit pour environ 700 *millions de dollars d'or.*

Nature du minerai. — Les minerais oxydés de surface sont, à peu près tous, traités dans les trois moulins situés dans la partie Nord de la propriété, qui sont les suivants :

100 pilons à l'ancienne mine de Smet, nommée maintenant *Mineral Point*;

100 pilons à *Mondoe* (ancienne *Caledonian*); et, enfin :

160 pilons à la mine *Deadwood Terra*, nommée maintenant *Pocahontas.*

Une cyanuration pour traiter tous les minerais susceptibles d'être soumis à cette méthode et provenant de ces trois moulins de la région Nord, a été mise en marche à *Gayville* ou à *Blacktail* (nom sous lequel elle est le plus généralement connue).

Les minerais des niveaux inférieurs de Homestake, qui constituent la majeure partie des minerais actuellement traités à *Lead*, peuvent être considérés comme des *schistes à hornblende grenatifère*, qui

ont été broyés et subséquemment infiltrés de silice et de pyrite; cette dernière, formant environ 7 ou 8 0/0 du poids du minerai, est accompagnée de pyrite, de pyrrhotine et de traces seulement de pyrite cuivreuse et de pyrite arsénicale.

Méthode de traitement. — Le minerai reçoit un premier broyage sur le carreau même d'extraction; il est ensuite porté, par rail, dans trois moulins, à savoir :

Aux *Homestake* et *Golden Star Mills* contenant chacun 200 pilons; et :

A l'*Amicus Mill* (précédemment le *High Land*), dans lequel se trouvent 140 pilons; soit, au total, 540 *pilons*.

Le minerai est passé dans des mortiers de forme étroite, mis universellement en vogue sous le nom de *Homestake narrow pattern* (*fig.* 182) où il est broyé par des sabots et par des dés en fonte dure. Le poids de chaque pilon est de 900 livres, la chute est de 10 pouces et 1/2, et le nombre de coups par minute est de 88.

Les tamis sont du type à fente transversale numéro 8 et le niveau de décharge est d'environ 10 pouces au-dessus du fond.

Ces divers dispositifs, à savoir : forte chute du pilon, grande hauteur de décharge avec une petite surface des ouvertures du tamis ont pour résultat de produire une pulpe *extrêmement* fine dont 80 0/0 environ, passent au tamis 100-mesh. Il est vraiment remarquable de noter que, dans des conditions aussi sévères, on puisse obtenir un rendement de broyage aussi élevé que celui qui est régulièrement atteint, à savoir 4 *tonnes de minerai par tête de pilon et par vingt-quatre heures*.

Voici les raisons pour lesquelles ce résultat est obtenu : 1° d'abord à cause de la nature vraiment favorable du minerai, le schiste et la pyrite se broyant aisément et le quartz formant un excellent moyen d'usure des particules; 2° en outre, il faut tenir compte de la grande quantité d'eau employée, qui varie de huit à dix fois le poids du minerai broyé; et 3° enfin la faible largeur du mortier qui n'a que 12 pouces à la hauteur de décharge.

Cette pulpe fine se trouve donc dans des conditions excellentes pour l'amalgamation, laquelle s'opère à la fois à l'*intérieur* et à l'*extérieur* du mortier. Sur la table, la première des plaques est en cuivre et les trois autres sont en cuivre argenté amalgamé, la pro-

portion d'argent étant de 2 onces par pied carré. Tous ces dépôts d'argent se font dans l'usine même ; l'addition des trois plaques argentées dans chaque batterie, qui est due à l'initiative de M. *Grier*, a été un perfectionnement des plus notables dans le traitement de ces minerais et a produit un bénéfice additionnel s'élevant à environ 250.000 dollars pour l'année 1902 seulement, en sus de ce qui avait été réalisé auparavant avec des plaques d'amalgamation simplement en cuivre.

Prix de revient du Moulin. — Dans ces conditions, le prix de revient du broyage dans le moulin de 200 têtes, à Lead, est approximativement de 40 *cents par tonne* (2 *fr.* 10).

Classification. — A la sortie des plaques d'amalgamation, la pulpe contient, comme j'ai dit plus haut, environ 8 à 10 parties d'eau pour une de minerai dont la majeure partie est extrêmement fine.

Voici, d'ailleurs, comment se répartit le minerai, en tant que grosseur relative de ses parties constituantes :

Refus du tamis 100.....	22 0/0
Compris entre les tamis 100 et 200..	18 0/0
Passant au tamis 200.....	60 0/0

L'usine de cyanuration est installée de façon à ce que la pulpe puisse se déposer dans une série de 12 classificateurs coniques de 7 pieds de diamètre chacun, avec un angle de 50° pour les faces, qui retiennent la majeure partie des gros et des moyens, puisqu'à la sortie, le courant a donné comme moyenne, pour 1902 :

Gros.....	Zéro
Moyens.....	1,76 0/0
Fines.....	98,24 0/0

Les slimes une fois déposées, une partie de l'eau est renvoyée au moulin. A la base des cônes, on retire de la pulpe concentrée, qui contient toutes les matières à soumettre à la cyanuration et une partie des slimes. On transporte ces dépôts au moyen d'un tuyau incliné ayant 2 et 1/2 0/0 de pente, se rendant à l'atelier de cyanuration. Avant de les y conduire, on fait passer les matières dans

une série de six nouvelles caisses de précipitation coniques, qui donnent, pour la pulpe retirée, les proportions suivantes pour toute l'année 1902 :

Gros	Zéro
Moyen	1,38
Fines	98,62

La pulpe produite par cette seconde série de cônes, qui commence devenir tout à fait épaisse, est alors passée dans vingt-quatre classificateurs coniques installés à la mine par Mr. *C.-V. Merrill*, auquel j'emprunte cette description. Ces appareils complètent la classification qui constituait le point le plus difficile du problème, d'abord à cause de l'extrême finesse de la pulpe et ensuite parce qu'il fallait éviter une double cyanuration qui aurait entraîné de grands frais supplémentaires, qui aurait été indispensable si on n'avait pas réussi à se débarrasser de la majeure partie des slimes qui entravent la filtration.

Le refus des classificateurs hydrauliques a donné la proportion moyenne suivante pour l'année 1902 :

Gros	Zéro
Moyen	1,46
Fines	98,54 0/0

D'après l'avis de M. Merrill, déjà nommé, les cônes classificateurs sont infiniment supérieurs aux spitzkasten et aux spitzlutte classiques d'Allemagne. Ils remplissent d'une façon parfaite le but à atteindre, qui est de se débarrasser, avant tout traitement par le cyanure, de la portion amorphe de la pulpe.
Ce point est capital et aucun effort ne doit être épargné pour arriver à ce résultat.

Cyanuration. — Après la classification que je viens de décrire, la pulpe se trouve divisée en deux portions, à savoir :

40 0/0 environ du poids du minerai initial, sous formes de slimes non susceptibles de filtration, passant en totalité à travers un tamis de 200 mesh,

et un produit se prêtant à la filtration directe, représentant environ 60 0/0 du minerai traité.

Voici la composition de ces dernières matières au point de vue des éléments qui les composent :

Refus du tamis 100	40,5 0/0
Moyen (de 100 à 200 mesh).....	30,8 0/0
Fines passant au tamis 200 mesh..	28,7 0/0

Il est à remarquer qu'au fur et à mesure que la proportion de minerai provenant des niveaux profonds augmente, on peut traiter par percolation des minerais *tenant une proportion de plus en plus élevée de matières fines*. Ainsi, il a été passé récemment des charges contenant jusqu'à 40 0/0 de fines et on a pu cependant maintenir la vitesse normale de filtration, qui est de 3 à 4 pouces par heure dans tous les bacs de traitement. Ce fait est dû sans aucun doute à cette particularité que les fines provenant des niveaux inférieurs contiennent une proportion plus grande de morceaux anguleux ou granulaires et une plus faible quantité de matériaux oxydés amorphes, hydratés ou floconneux.

Dans ces conditions, la pulpe, qui contient de 10 à 12 0/0 de pyrite est prête à aller aux bacs de cyanuration; on commence d'abord par *saturer son acidité* en y ajoutant de 3 à 5 livres de chaux par tonne de minerai. On a essayé d'abord d'ajouter cette chaux dans les mortiers, ainsi que cela se pratique dans l'Afrique du Sud; mais on a reconnu que l'amalgamation était *très fâcheusement affectée* par cette pratique, non seulement parce que les plaques étaient salies par la chaux et qu'il fallait plusieurs semaines pour les remettre en état, mais que la teneur en or des tailings était considérablement augmentée.

Ce résultat n'a fait que démontrer une fois de plus que les procédés de traitement doivent être étudiés pour chaque minerai au lieu d'essayer d'adapter un minerai à une méthode de traitement déjà fixée. L'addition de la chaux dans la batterie est, en effet, unanimement reconnue comme donnant de très bons résultats en Afrique du Sud et comme réduisant la teneur en or des slimes rejetés *à la moitié de ce qu'elle serait* si la chaux n'était pas ajoutée dans la batterie.

A Homestake, on a démontré, au contraire, que les meilleurs résultats ont été obtenus en ajoutant la chaux sous forme de lait de chaux à *la sortie des cônes de classification*, de façon à ce que les

grains de chaux arrivent dans les bacs sans avoir été eux-mêmes broyés.

Des essais récents ont même démontré que la grosseur de ces granules de chaux ont une influence majeure dans l'attaque par le cyanure et sur le coefficient d'extraction d'or.

Ce fait paraît dû à la nécessité de maintenir dans toute la solution une alcalinité faible, mais constante, à cause de la proportion importante dans les minerais de Homestake, de sulfures aisément attaqués par l'eau. On ajoute la chaux après l'avoir passée à travers un tamis à mailles de 4 millimètres de côté. Il faut ajouter que la chaux doit être aussi pure que possible, la *magnésie*, qui se trouve en quantité notable dans presque toutes les chaux ordinaires, donnant plutôt des *résultats fâcheux*.

L'atelier se compose de quatorze immenses cuves, ayant chacune 44 pieds (13^{m},20) de diamètre, 9 (2^{m},70) pieds de profondeur et contenant 610 *tonnes de sable*. Le remplissage de chacune d'elles s'opère en onze heures ou onze heures et demie, ce qui permet de laisser la solution en contact avec le minerai environ cinq jours avant d'opérer le rechargement de la cuve. Après remplissage, on ouvre la vanne de décharge, et on introduit, à la partie supérieure, la plus forte des deux solutions employées, contenant 0,14 0/0 de cyanure de potassium.

On arrête fréquemment l'arrivée du liquide sans fermer le tuyau de décharge de façon à faciliter l'introduction de l'air à l'intérieur de la masse. Cette action de l'air est très importante dans les minerais de Homestake à cause de la présence de la pyrrhotine, qui absorbe l'oxygène avec rapidité. On retarderait considérablement l'action dissolvante de la solution cyanurée, si on n'introduisait pas, de temps à autre, des quantités importantes d'oxygène dans la masse.

La solution qui sort pendant les trois premiers jours ayant une teneur réduite à environ 0,10 0/0 de cyanure, est envoyée dans les réservoirs des dissolutions faibles contenant 300 tonnes de solution.

Après les trois premiers jours de lessivage par la solution forte, on introduit la solution faible à 0,10 0/0 de cyanure de potassium et on maintient ce lessivage pendant les deux jours restant. La solution qui sort des cuves pendant cette dernière période est envoyée dans deux réservoirs ayant les mêmes dimensions que ceux qui reçoivent la solution faible.

L'ensemble de cette installation est indiquée sur e dessin de la figure 243. Après lessivage par la solution faible, on opère le déplacement par l'eau pure et on le continue jusqu'à ce que l'eau de lessivage ne contienne plus que 0,03 à 0,02 0/0 de cyanure de potassium avec 5 à 7 cents de valeur d'or par tonne.

La charge est alors prête à être rejetée, opération qui est faite par deux hommes qui évacuent les résidus stériles au moyen d'un jet hydraulique de 3 pouces de diamètre. C'est un travail d'environ quatre heures. On emploie à cet usage les eaux chargées des slimes qui proviennent du refus de la deuxième rangée des cônes de classification.

Quatre portes latérales et une porte centrale donnent toutes facilités pour ce travail de décharge. Les derniers pouces de sables restant dans la cuve sont expulsés au moyen d'un jet d'eau claire sous une pression de 75 livres par une lance de 1 pouce et 1/2 on nettoie ainsi à fond, sans l'endommager, le filtre en toile au-dessous duquel se trouve un autre filtre en fibres de coco.

On remplit alors de nouveau la cuve avec de l'eau, et elle se trouve prête pour une opération subséquente.

Précipitation. — Comme il a été expliqué plus haut, la solution provenant de la filtration avec la solution forte est conduite dans les bassins de précipitation. Elle contient une valeur d'environ 2 $ par tonne avec une force en cyanure de potassium d'environ 0,10 0/0.

Lorsque l'un de ces réservoirs est plein, on commence à remplir le suivant, et le premier est alors prêt pour l'opération de précipitation. Il contient environ 300 tonnes de solution que l'on met en mouvement au moyen d'air comprimé et on y verse entre 60 livres de poudre de zinc sous forme d'une émulsion qu'on ajoute sans cesser l'agitation.

On pompe alors le liquide dans deux grands filtres-presses de 36 pouces carrés contenant chacun vingt-quatre plateaux de 4 pouces d'épaisseur. L'or, l'argent et le zinc en excès restent sous forme de gâteaux, tandis que la solution débarrassée de l'or retourne dans un réservoir de même dimension que les cuves de cyanuration, d'où elle est renvoyée à l'état de solution faible, sur de nouvelles cuves contenant du minerai à traiter. La quantité d'or qu'elle contient a

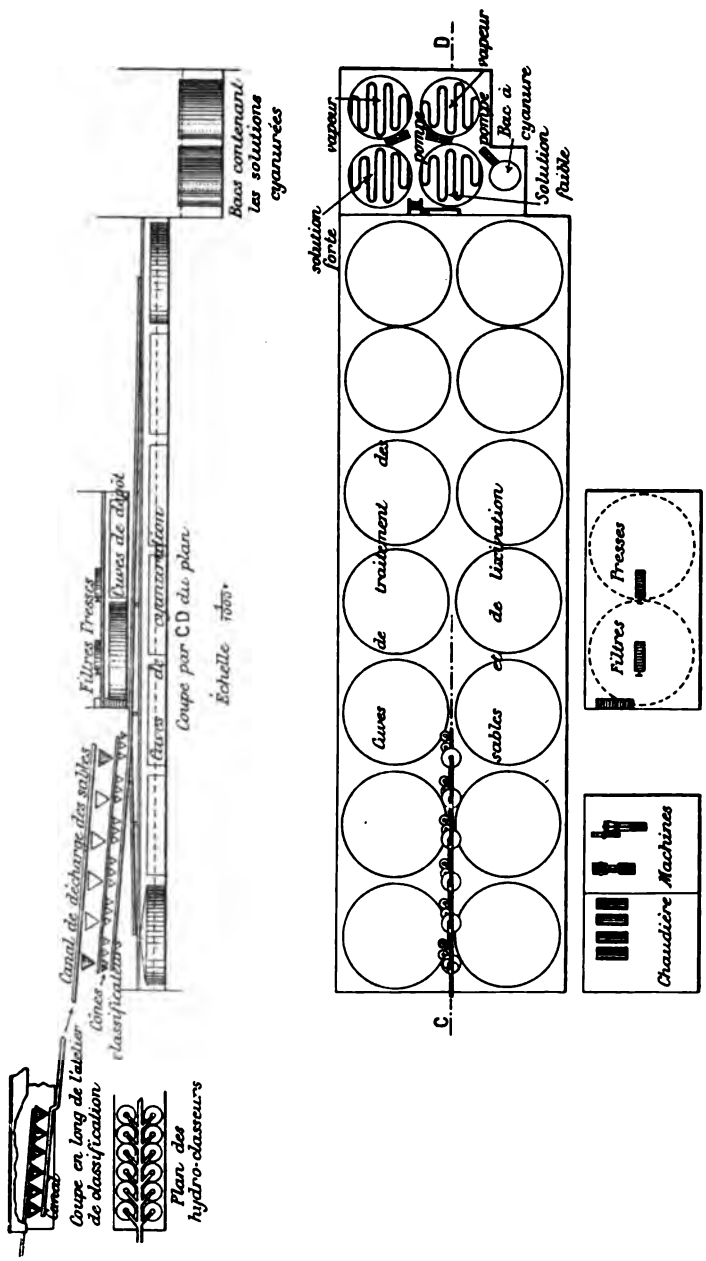


FIG. 243. — Plan de l'usine de Cyanuration de la Homestake Mining C°.

été ramenée de 2 $ à 5 ou 10 cents par tonne, ce qui donne un coefficient de précipitation de 95 à 97, 5 0/0. L'efficacité de cette méthode tient surtout à ce fait que le drap placé dans les plateaux du filtre-presse est garni d'une épaisseur d'environ 1/8 de pouce de zinc en poudre, de façon que chaque particule de solution qui doit traverser ce drap est mise en contact intime avec le zinc en poudre, qui complète ainsi la précipitation de l'or. Les filtres-presses ne sont démontés qu'une fois par mois, et à la fin de ce laps de temps le manomètre indique une pression d'environ 10 livres par pouce carré. Ils contiennent à ce moment environ 1 tonne de précipité, valant environ 250.000 francs.

On procède alors au nettoyage, ce qui occupe environ deux hommes pendant six heures, y compris le garnissage avec de nouveaux draps. Il est intéressant de comparer un travail aussi simple à ce que coûte la récolte de 250.000 francs d'or dans les boîtes à zinc ou par les procédés électriques employés dans les autres moulins de cyanuration.

Reste à examiner la méthode de traitement de la solution provenant de la fin de la filtration pendant la deuxième période des deux jours précédemment décrits. Cette solution est conduite dans les réservoirs collecteurs de la solution forte où son titre est relevé par l'addition de cyanure de potassium, jusqu'à 0,14 0/0. Elle est alors pompée directement, *sans en faire la précipitation*, dans le réservoir de solution forte pour être utilisée au traitement d'une charge fraîche. La teneur en or de cette solution varie de 30 à 50 cents par tonne.

Il est facile de voir, d'après cette description, que la solution forte d'un jour devient la solntion faible du lendemain et que tout l'or finit par être accumulé dans les réservoirs de précipitation. La solution forte, qui a une teneur en or à peu près constante, n'est, en réalité, *qu'un volant*, la moitié environ de la solution étant précipitée et l'autre moitié étant constamment en roulement.

Traitement des précipités. — Le traitement des précipités présente une importance réelle, étant données les pertes qui se produisent dans les méthodes ordinaires, pertes qui varient de 2 à 6 0/0 de la valeur totale. Il est donc intéressant de connaître en détail le procédé qui est employé à Homestake, dans lequel la perte est réduite à moins de 1/10 0/0.

Les précipités, après avoir été retirés des filtres-presses, sont traités d'abord avec l'acide chlorhydrique dilué dans une cuve garnie de plomb, munie d'un agitateur mécanique, d'un chapeau et d'un puissant aspirateur. Après agitation et repos du liquide, ce dernier est envoyé dans un filtre-presse au moyen d'un monte-jus. On ajoute alors de l'acide sulfurique, en agitant le mélange, qu'on chauffe en même temps, on laisse déposer et le liquide est envoyé dans la même presse que la solution chlorhydrique et par le même moyen. On ajoute alors de l'eau de lavage dans la cuve et on passe le contenu de cette dernière dans la presse, où l'on termine le lavage. La quantité totale d'or contenu dans les deux solutions acides et dans l'eau de lavage ne dépasse pas 100 francs pour une valeur totale de 250.000 francs de précipité. Une portion de cette perte est encore regagnée en faisant déposer les eaux dans une grande cuve dans laquelle on fait séjourner le liquide, et cette perte est la seule qu'il soit possible de constater dans cette méthode de traitement. Le résidu de l'attaque aux acides est placé alors dans un séchoir à vapeur dans lequel on évapore la majeure partie de l'humidité, et le résidu, à peu près sec, est mélangé avec de la litharge, du borax, de la silice et du coke en poudre.

Après avoir soigneusement incorporé ces divers éléments, on humecte la masse avec de l'acétate de plomb et on met le tout en briquettes sous une pression hydraulique d'environ 90 atmosphères.

On charge ces briquettes sur la sole d'un four à reverbère contenant un bain de plomb. Le zinc ayant été éliminé et les briquettes séchées avant d'être fondues, leur surface se couvre d'une scorie fusible à base de borax, de sorte qu'elles passent peu à peu à l'état liquide à une température assez basse, sans perte par les fumées ou par la volatilisation. Le plomb absorbe les métaux précieux et se réunit dans le fond du bain ; quand à la scorie, elle est coulée par une ouverture ménagée à la surface du bain. Après que le plomb a été découvert, on en fait des pains qui sont envoyés à la coupellation, et le métal fin dont le titre varie de 975 à 800 millimètres est coulé en lingots.

Les scories de la coupellation et les fonds de coupelles sont passés dans un four à manche, le plomb contenu dans ces matières étant en quantité suffisante pour absorber tous les métaux précieux qui s'y trouvent.

Ce plomb est ajouté aux opérations de coupellation suivantes, et quant aux litharges provenant de la coupellation, on les remet aussi en circulation.

La scorie du four à manche contient moins de 25 francs de métaux précieux par tonne.

Le coût total de ce raffinage revient à moins de 75 centimes par once, de façon que la Compagnie de Homestake encaisse $ 20,52 par once de lingots provenant de son atelier de cyanuration dont il n'y a à déduire que les frais que prélève le bureau d'essai de la Monnaie des États-Unis et le transport à New-York. Ces frais s'élèvent à environ 10 à 11 cents par once d'or fin, de façon que le prix net encaissé est de $20,42 par once troy.

On se propose toutefois d'installer un atelier d'inquartation à la mine même, de façon à ne livrer que des barres pures d'or et d'argent.

Capacité de production. — L'importance de cette installation a atteint jusqu'à 1.450 *tonnes par jour*, ce qui assure à Homestake la première place comme *capacité de traitemeut d'une seule installation de cyanuration*. Le plus important atelier venant après celui-là est celui de la *Simmer and Jack* dans l'Afrique du Sud.

Prix de revient. — Voici le prix de revient de la cyanuration de l'atelier du Homestake pour l'année 1902, pendant laquelle la valeur moyenne des matières traitées a été de $ 1,65 *par tonne*.

	$
Classification, main-d'œuvre et fournitures	0,017
Cyanuration (Cyanure)	0,152
Main-d'œuvre	0,030
Chaux	0,022
Fournitures	0,005
Précipitation (main-d'œuvre et fournitures)	0,026
Force motrice — —	0,051
Eau	0,026
Essais (main-d'œuvre et fournitures)	0,013
Raffinage — —	0,006
Divers	0,005
	$ 0,353

Voici, comme terme de comparaison, quels étaient les prix de

revient de la cyanuration dans les installations les plus parfaites dans l'Afrique du Sud, avant la guerre.

	$
City et Suburban	0,55
Geldenhuis Estate	0,605
— Deep	0,62
Robinson	0,62
Worcester	0,72
Liberty Bell (Colorado)	0,50

Le point faible du traitement à Homestake est le rejet des slimes, dont la valeur en or contenu varie entre $ 0,80 à $ 1,10 par tonne sèche, teneur qui est, il faut le reconnaître, inférieure à la grande majorité des teneurs des slimes rejetés dans les autres moulins, mais qui ne laisse pas cependant que de représenter un déchet considérable étant donné l'importance des cubes traités.

Il y avait certainement des progrès à faire de ce côté là, en tentant de concentrer ces matières fines pour soumettre ces concentrés à la cyanuration.

III. — LA CYANURATION A MAITLAND

(SOUTH DAKOTA)

Les minerais du South Dakota, désignés sous le nom générique de *Potsdam siliceous ores*, se trouvent dans une formation à peu près horizontale au-dessus de quartzites cambriens.

On les connaît sous deux formes : l'une *oxydée*, l'autre nommée *blue ore*, l'une et l'autre, mais surtout la dernière, *réfractaires à l'amalgamation*. On y trouve de la pyrrhotine et des pyrites de fer à peu près en proportions égales, ainsi que de l'arsenic, du cuivre, et des traces d'antimoine et de tellure. On a rencontré aussi des quantités importantes de bismuth dans les précipités des boîtes à zinc. L'argent, surtout dans les minerais à bas titre, se trouve *en plus grande proportion* que l'or.

Composition des minerais. — Au contraire, dans les minerais riches, la proportion est renversée, et l'or prédomine. Voici un tableau donnant des analyses moyennes de ces différents minerais, ce qui fixera les idées sur leurs caractères.

ÉLÉMENTS DOSÉS	BLUE ORE	MINERAI OXYDÉ	BLUE ORE, DENSE ET SILICEUX
	Pour 100	Pour 100	Pour 100
Silice	77,38	70,95	93,72
Fer	3,54	10,30	2,67
Soufre	4,42	1,66	0,69
Arsenic	0,55	0,30	0,02
Antimoine	traces	traces	0,0893
Tellure	néant	0,002	néant
Cuivre	traces	0,02	—
Manganèse	néant	traces	0,082
Alumine	2,80	4,30	3,53
Chaux	0,56	3,40	traces
Magnésie	traces	1,02	néant
Acide phosphorique	0,32	néant	0,0059
Soude	1,32	....	néant
Plomb	traces	....	traces
Thallium	?	....	?
Tungstène	néant	....	néant
Or (grammes par tonne)	24,6	17,4	28
Argent — —	31,1	31,4	....

Au commencement de 1903, on a mis en marche un moulin de

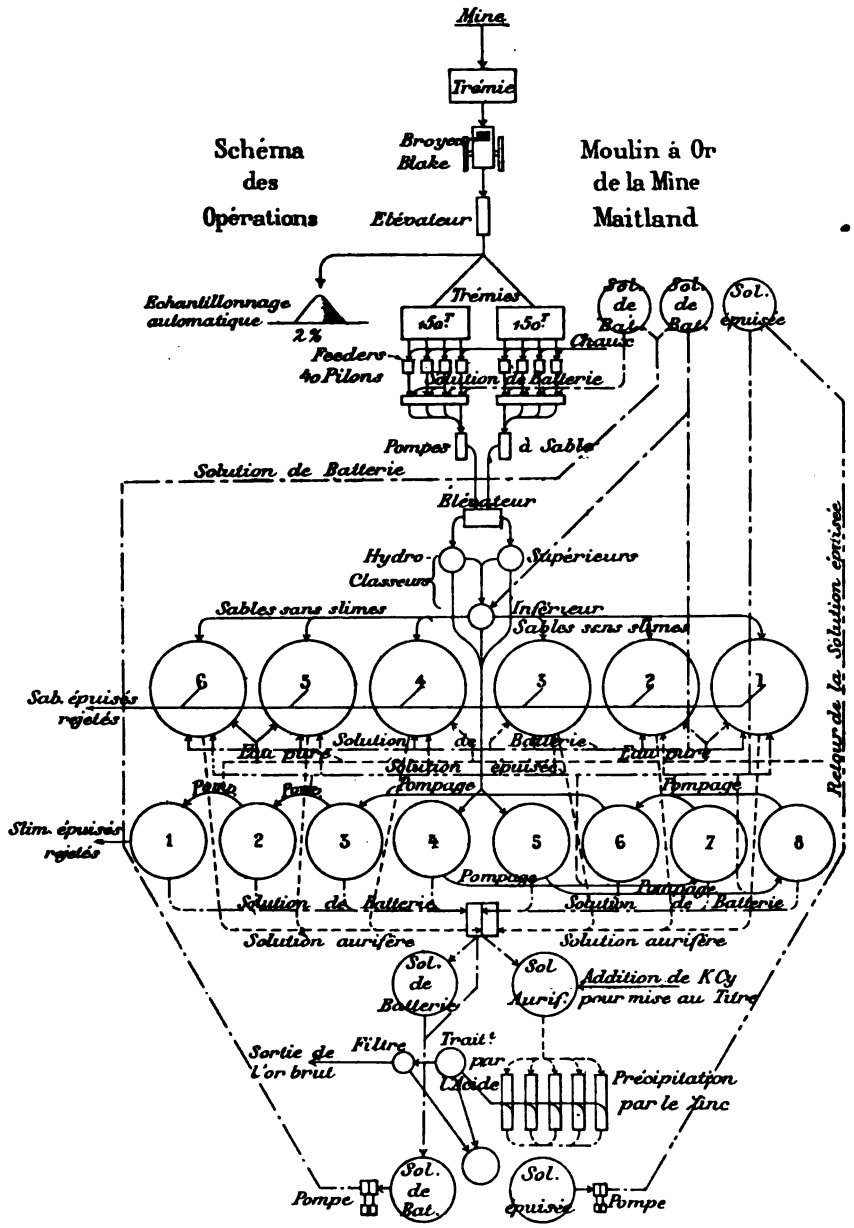


Fig. 244.

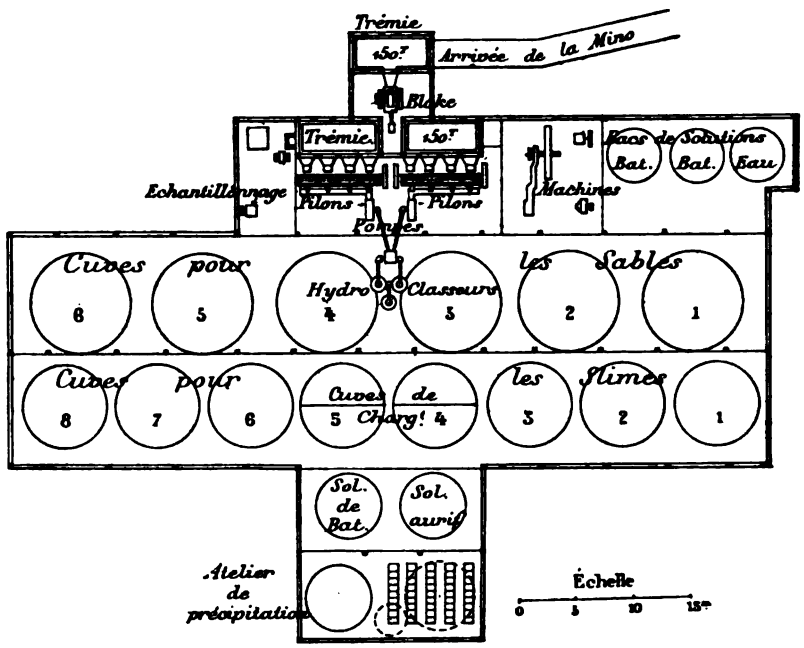
40 pilons, *avec cyanuration dans les mortiers*. Le traitement, brièvement résumé, consiste à broyer le minerai dans une solution

cyanurée, comme cela se fait dans les grands moulins de Nouvelle-Zélande, de séparer les sables des slimes, de traiter les sables par lixiviation et les slimes par agitation et décantation.

On trouvera aux figures 244 à 246 un plan d'ensemble et une coupe en long de ce moulin. La figure 244 est un schéma du mouvement des matières et des liquides que j'extrais de la notice de M. *John Gross* relative à ce moulin.

Le tonnage journalier traité dans cette installation varie entre 110 à 120 tonnes.

Broyage. — Tel qu'il sort de la mine, le minerai tient environ



Plan d'ensemble du Moulin de la Mine Maitland

FIG. 245.

8 0/0 d'humidité. Il est accumulé dans de grandes trémies ayant chacune 150 tonnes de capacité. Les dimensions de ces trémies sont les suivantes :

Longueur.....	6m,60
Largeur.....	3m
Profondeur.....	3m,75

Elles sont garnies à l'intérieur d'un double garnissage en planche

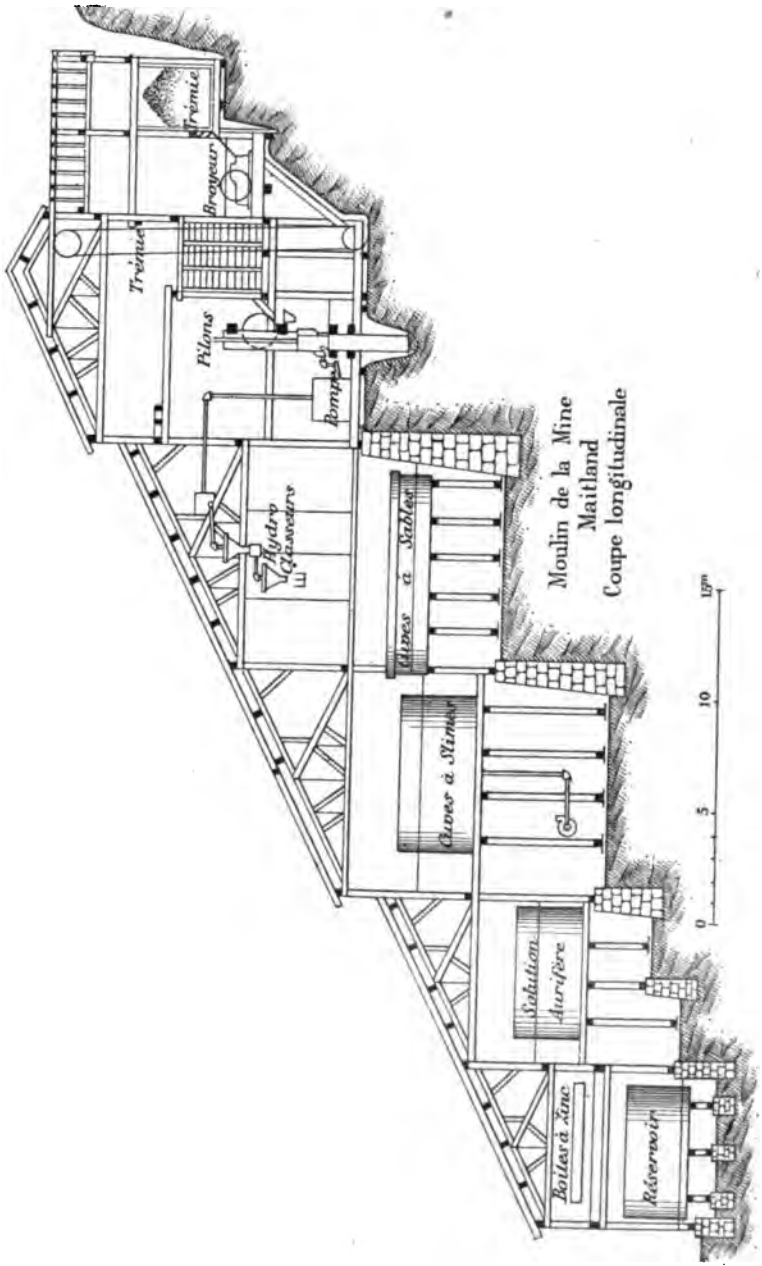


Fig. 246. — Coupe en long du Moulin de Maitland.

et les parties exposées au frottement sont protégées par des tôles d'acier de 6 millimètres d'épaisseur.

Le minerai passe directement des trémies dans le broyeur, sans criblage intermédiaire, ce qui, nous l'avons déjà vu, est un dispositif plutôt fâcheux, le broyage s'opérant dans de meilleures conditions lorsque les fines ont été préalablement séparées.

Le concasseur est un Blake de 24 × 13 pouces tournant à 260 révolutions par minute et réglé à une dimension qui varie de 4 à 5 centimètres (perforation ronde). Il travaille, en moyenne, pendant sept heures seulement, ce qui lui donne une capacité de travail d'environ 16 à 17 tonnes par heure. Un jeu de plaques dure quinze mois dans les mâchoires du concasseur et traite 41.000 tonnes de minerai avant d'être mis hors d'usage.

Le minerai broyé descend au moyen d'une goulotte, inclinée à 45°, dans le puits de l'élévateur qui remonte les matières à une hauteur de 13m,20 pour les distribuer de là dans les trémies des batteries.

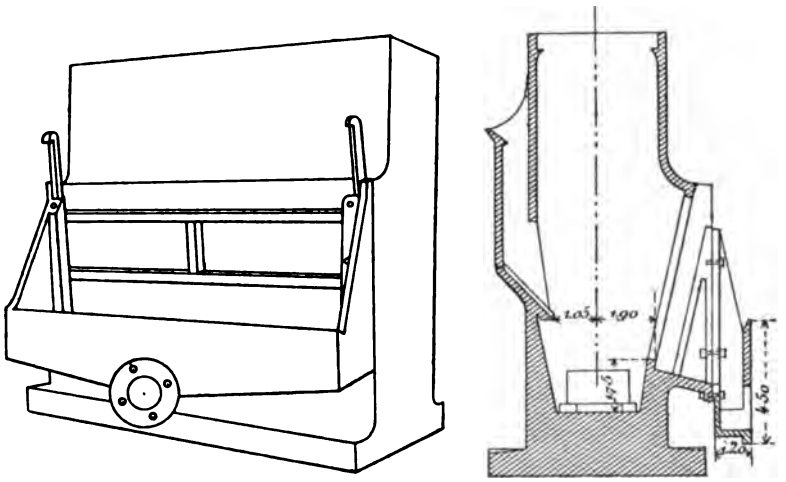
Au début de l'installation, on avait monté un élévateur à godets du type continu marchant à une vitesse de 30 mètres par minute, mais on s'aperçut bientôt qu'après avoir élevé 9.300 tonnes de minerai les chaînes s'usaient et causaient des accidents. On les remplaça par des courroies de 52 centimètres de largeur formées par huit plis de toile caoutchoutée, animées d'une vitesse de translation de 45 mètres par minute sur laquelle on fixa les mêmes godets en renforçant les points d'attache avec des pièces d'une ancienne courroie semblables. Ainsi organisé, l'élévateur a pu transporter 16.965 tonnes de minerai avant d'être hors de service ce qui représente une dépense par tonne d'environ 0 fr. 0046.

Quant aux godets, ils sont distants l'un de l'autre de 55 centimètres. Après essais comparatifs de godets en acier doux ou de godets en tôle emboutie, on a donné la préférence à ceux en acier.

Au point de chute des minerais élevés par cet engin, un appareil d'échantillonnage automatique, composé aussi de deux courroies sans fin partant des petits godets qui se déplacent avec une vitesse de 30 mètres par minute, prélève chaque trente secondes une certaine quantité de matières sur le courant de minerai, représentant environ 2 0/0 du poids total du minerai. Cet échantillonnage tombe sur une aire pavée où il est réduit par le système de l'inquartation, suivant le procédé ordinaire de prise d'essai des minerais. Les godets d'échantillonnage ont 12 centimètres de large et 15 centi-

mètres de profondeur, ce qui suffit largement pour une quantité de 25 tonnes par heure à échantillonner. Ce procédé, fort simple, donne des résultats extrêmement satisfaisants.

Pilons. — Les deux trémies d'alimentation de la batterie ont chacune 150 tonnes de capacité et desservent chacune un jeu de 20 pilons. L'alimentation se fait au moyen d'appareils Challenge, modèle suspendu, un pour chaque batterie de 5 pilons. Le mortier



Vue d'ensemble Coupe

Mortier du Moulin de la Mine Maitland

FIG. 247.

est étroit avec une seule décharge latérale. Il a une largeur de 30 centimètres au niveau de la décharge, et cette dernière a 15 centimètres de hauteur (*fig.* 247).

Les tamis sont constitués par des fils numéro 26 au nombre de 13 horizontaux et de 26 verticaux par pouce courant. Ils ont, par conséquent, des ouvertures rectangulaires, ce qui les empêche de s'encrasser aussi vite que le feraient des tamis de même numéro à ouvertures carrées. Chaque tamis dure environ cinquante jours. On emploie deux dimensions de cadres pour ces tamis, le plus grand ayant 30 centimètres de hauteur libre, et lorsque les bords sont usés, on le replace sur un tamis n'ayant plus que 24 centimètres d'ouverture. Cette façon d'opérer augmente la durée du tamis d'environ moitié.

Le poids total de chaque pilon est de 910 lb. (413 kilogrammes), se répartissant comme suit :

Sabots	150 lb.	68 kilogr.
Tête	258 —	117 —
Surcharges et tiges	375 —	168 —
Mentonnet	135 —	60 —
	910 lb.	413 kilogr.

L'arbre à cames tourne dans des coussinets en métal antifriction. Les pilons battent 97 coups par minute avec une levée qui varie entre 17 1/2 et 20 centimètres. L'ordre suivi pour la levée des pilons est 1, 3, 5, 2, 4.

Cyanuration. — La solution cyanurée qui passe dans la batterie est maintenue à un degré de concentration variant de 1,2 à 1,3 lb. de cyanure de potassium et à une alcalinité protectrice variant de 0,8 à 1 lb. de soude caustique, le tout par tonne de solution. On n'emploie, dans toute la circulation du moulin, que deux genres de solutions : celle qui vient d'être indiquée, qui contient après son passage sur le minerai environ 2 fr. 50 d'or par tonne et une solution non aurifère avec une teneur en cyanure de potassium de 1,5 à 1,6 lb. avec une alcalinité de 1 à 1,2 lb. de NaOH, par tonne de solution.

La chaux qui est ajoutée avec le minerai dans la batterie à la composition moyenne suivante :

CaO	92,5 0/0
MgO	0,5
Al^2O^3, Fe^2O^3	2
Insoluble	1,5
H^2O CO^2	2,5

Le rendement par tête et par jour n'est pas élevé ; il n'a pas dépassé, 2^T,66 et 2^T,80 pour le premier semestre de 1904.

En Mai de cette dernière année, le chiffre a atteint 2^T,96 par jour.

Quant à la quantité de solution qui passe dans la batterie, elle varie entre 4 *et* 5 *tonnes par tonne de minerai*, ce qui explique, étant données la dureté et la compacité du minerai, le faible débit de ce moulin.

La pulpe produite par les pilons contient environ 60 0/0 de sable et 40 0/0 de slimes. Ce sont ces dernières matières qui rendent l'eau boueuse car, les sables, quel que soit leur degré de finesse, ne salissent pas l'eau. Aussi est-il très facile de séparer ces matières par un simple lavage à la batée dans les essais au laboratoire.

Les pertes de temps dans la marche des batteries pendant les dix derniers mois de travail régulier ont été les suivantes :

Causes extraordinaires	4,20	
Réparations générales	0,41	
Arrêts des machines	0,07	
Engorgement des pompes	0,16	
— des classificateurs	0,06	
Réparations aux batteries	0,35	0,83
Tamis	0,30	
Remplacements	0,18	
TOTAL	5,73 0/0	

On voit que, sur ce total, 0,83 0/0 de la durée totale des pertes de temps, sont à imputer aux pilons proprement dits, ce qui équivaut à environ six heures d'arrêt par mois.

Concentration. — La séparation des slimes et des sables est le facteur vital de la réussite dans un broyage par voie humide. Après des essais multiples, on s'est arrêté à la méthode actuelle qui diffère de la classification ordinaire, en ce sens qu'on commence par une séparation préalable de la majeure partie des sables et des slimes au moyen de réservoirs coniques successifs. Ce système, qui a été installé par M. Merrill à la mine de Homestake et que nous avons déjà décrit page 763, est maintenant d'un emploi général dans tous les moulins des Black Hills travaillant par la voie humide.

On a reconnu qu'il est préférable dans la séparation préalable de faire un *sable propre* plutôt que des *slimes complètement privés de sables*, une proportion de 5 0/0 et au-dessus, de slimes, dans le sable, donnant une augmentation considérable de durée à la lixiviation. On a donc pris le parti de régler le travail de façon à obtenir un sable parfaitement propre *en acceptant de perdre une petite proportion de sable dans les slimes*. Comme les sables ainsi entraînés sont très fins, ils ne gênent pas dans le traitement spécial des slimes, et leur teneur ne diffère pas sensiblement de celle de ces derniers.

La pulpe débitée par la batterie est prise par deux pompes à sable, système Frénier, de 1m,62 sur 30 centimètres faisant 19 révolutions par minute et sont relevées de 6m,15 dans une caisse de distribution ayant 90 centimètres de largeur, 1m,80 de longueur et 90 centimètres de profondeur, à la sortie de laquelle se trouvent les deux premiers cônes de précipitation. Un grillage placé à l'entrée

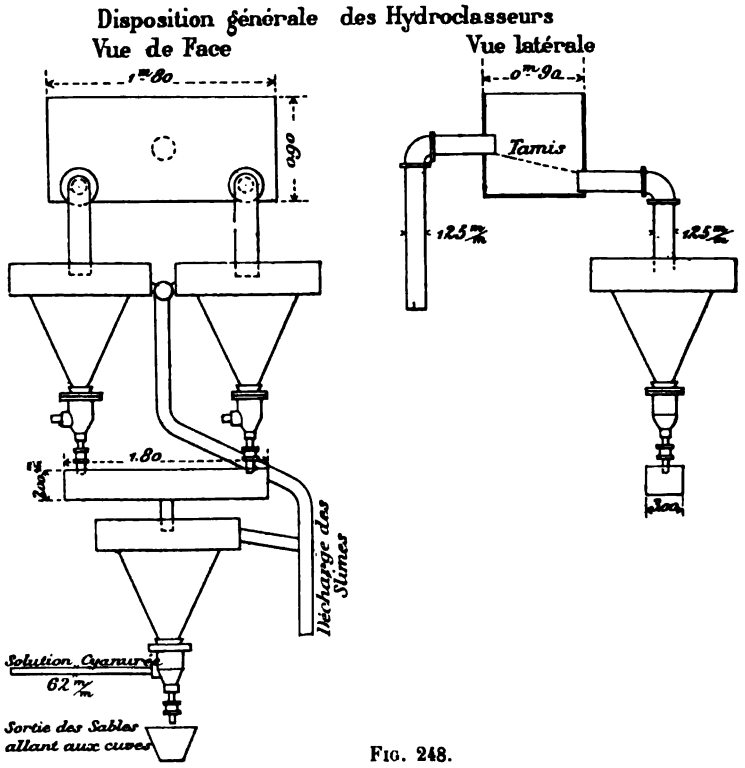


FIG. 248.

de ces derniers empêche le passage des matières étrangères susceptibles de troubler la classification dans les cônes. Les deux cônes supérieurs sont de construction simple. Ils mesurent 1m,05 de diamètre et sont cylindriques sur une hauteur de 30 centimètres. A partir de ce point commence un cône avec un angle de 60° terminé par une ouverture de 5 centimètres de diamètre, munie d'un bouchon.

Les sables, déjà partiellement débarrassés de leurs slimes, et ne contenant plus que 25 à 30 0/0 de ces matières s'écoulent dans un

cône ayant les mêmes dimensions que les précédents, mais *muni d'un courant ascendant de solution cyanurée* (*fig.* 248).

Cette dernière provient du réservoir qui reçoit la solution de la batterie. Ce courant ascendant est envoyé avec une pression moyenne de $4^m,50$ d'eau, grâce à un réservoir placé au-dessus de ce dernier cône.

Les sables, après ce second classement, s'échappent à la partie inférieure du spitzkasten avec seulement 1 ou 2 0/0 des slimes et passent directement aux cuves de cyanuration réservées pour les sables.

Le courant des slimes qui s'échappent des trois cônes contient 15 à 20 0/0 de sable dont une faible portion seulement est refusée par le tamis 150 mesh.

La répartition entre la quantité de sables et de slimes allant aux cuves est très approximativement de 50 0/0 pour chacune des sortes, c'est-à-dire environ moitié pour chacune.

Traitement des sables. — Les sables propres qui sortent du cône inférieur, avec 2 et 1/2 ou 3 parties de la solution pour une de sable, s'écoulent au moyen d'une conduite ayant une pente de 7 0/0 jusqu'au distributeur placé au-dessus des cuves à sable. La quantité de solution qui accompagne les sables est insuffisante pour assurer l'écoulement des matières dans la conduite et pour maintenir les distributeurs en marche. On en ajoute donc une nouvelle quantité, de façon à atteindre une proportion d'au moins 5 *parties de solution pour une de sable*. Le distributeur est du type de Butter avec six bras et roulement sur billes.

Les cuves à sable, qui sont au nombre de six, ont 9 mètres de diamètre, $1^m,80$ de profondeur et un faux fond en bois. Le filtre est formé d'une toile reposant sur un tissu en fibres de coco. Cette toile dure environ de huit à dix mois. La contenance de ces cuves est de 140 tonnes et le remplissage dure environ soixante heures. On emploie pour le remplissage la méthode dite du remplissage à sec (*dry filling*), c'est-à-dire qu'on ne fait pas tomber les matières dans une cuve pleine de solution, mais qu'au contraire celle-ci est complètement vide au moment où on commence à y admettre les sables. Il en résulte que ces derniers s'assèchent rapidement et que la surface sur laquelle tombent les sables nouveaux n'est jamais cou-

verte d'eau. Il s'ensuit, pour les matières, une répartition plus égale et, par conséquent, une percolation plus avantageuse. La charge est aussi plus poreuse. Le poids moyen d'un pied cube de sable chargé de cette façon dans les cuves est de 93 lb., ce qui représente un poids spécifique d'environ 1,55, la densité du minerai originaire étant en moyenne de 2,7.

Aussitôt que le réservoir est rempli, on le nivelle au moyen d'un courant de solution faible puis on le traite, pendant une période moyenne de six jours, au moyen de la solution de batterie. La petite proportion de slimes contenue dans cette solution forme une mince couche boueuse à la surface de la charge qu'il faut ratisser légèrement de temps à autre, de façon à maintenir une rapidité de filtration suffisante. A la solution de batterie succède pendant six jours une solution aurifère neuve.

On laisse alors égoutter la cuve, et on la lave au moyen de 15 tonnes d'eau de lavage ; après quoi, les sables sont prêts à être évacués, opération qui s'exécute en les faisant écouler dans une sluice avec 100 ou 150 tonnes d'eau pour assurer leur entraînement. La pente minima de ce sluice d'évacuation est de 8 0/0.

Voici la moyenne des volumes de dissolution mise en mouvement par ces diverses opérations :

Une seule cuve de traitement de sables demande pour son lavage 900 tonnes de solution de batterie et 450 de solution non aurifère. Ces chiffres ne comprennent pas le volume de solution qui filtre à travers la charge pendant le remplissage, qui s'élève approximativement à 700 tonnes. Ce volume considérable de liquide, qui représente environ 10 tonnes de solution pour une tonne de sable, qu'il s'agit de faire circuler pendant une durée de traitement de seize jours n'est pas excessif, car l'expérience a démontré qu'il y avait tout avantage à faire passer sur la charge un volume aussi grand que possible de solution faible, de manière à produire un écoulement constant à travers la charge pendant toute la durée du traitement.

Traitement des slimes. — Les slimes provenant des trois cônes sont envoyées dans deux cuves de charge que l'on remplit alternativement. Les réservoirs pour le traitement des slimes sont au nombre de huit, y compris les deux dont on vient de parler.

Ils ont $7^m,20$ de diamètre, $3^m,60$ de profondeur et sont tous reliés à deux pompes centrifuges numéro 4 qui permettent d'envoyer les matières dans n'importe lequel de ces récipients. Ces pompes ont un tuyau d'aspiration et de décharge de 10 centimètres de diamètre; elles tournent à raison de 550 révolutions par minute et relèvent, à cette vitesse, 50 tonnes de pulpe liquide par heure. Les cuves de chargement sont divisées en deux parties égales au moyen d'une paroi qui s'arrête à environ 75 centimètres du fond, ce qui permet aux slimes de se décanter suffisamment ce qui donne aussi la possibilité de retirer par décantation la solution suffisamment claire de l'un des compartiments, pendant que l'autre se remplit.

La durée de remplissage d'une de ces cuves est de douze heures. On remplit alors l'autre cuve pendant qu'on s'occupe de décharger la première.

Les slimes, à leur arrivée dans la cuve de chargement, sont composées d'environ 12 tonnes de solution pour 1 tonne de slimes secs. Il en résulte que pendant la durée d'une charge, qui est de douze heures environ, 150 tonnes, c'est-à-dire la moitié de la solution qui arrive dans les récipients, sont décantées dans des conditions de clarification suffisantes pour qu'on puisse voir un objet à travers 2 ou 3 pieds de ce liquide.

Après qu'un bac de chargement a été rempli et qu'il a été décanté d'une façon aussi complète que possible, on transporte son contenu au moyen de la pompe centrifuge dans la cuve numéro 1, qu'on remplit ainsi à moitié; on achève de la remplir avec la solution fraîche ne contenant pas d'or. Les matières provenant de la deuxième cuve de chargement sont de même transférées dans la cuve numéro 2 et additionnées d'un volume égal de solution fraîche. Après décantation de ces deux cuves, leur contenu est réuni et constitue la charge complète d'une troisième cuve. On procède alors à deux nouveaux transferts identiques en y ajoutant encore de la solution vierge et on finit par une opération avec de l'eau. A chaque transfert et dilution, on procède pendant plusieurs heures à l'agitation des matières en pompant les matières dans le fond de chaque cuve et en les déchargeant à la partie supérieure du même récipient. Le temps moyen de cette agitation pour chaque charge a été de $13^h,87$ pendant la dilution avec la solution vierge et $1^h,97$ pendant le traitement à l'eau claire.

On remarquera que les deux dilutions principales sont effectuées sur des demi-charges, parce que les matières traitées sont, à ce moment-là, les plus riches.

Une charge de 60 tonnes de slimes, calculés secs, provenant d'une marche de vingt-quatre heures, donne, en pratique, les dilutions suivantes de solution vierge :

Première demi-charge....	30 tonnes;	1 dilution de 100 tonnes
Deuxième —	30 —	— . — —
Charge entière.....	60 —	3 dilutions de 65 tonnes

Ce traitement produit par conséquent une dilution totale de 395 tonnes ou un peu moins de 6 tonnes et demie de solution vierge pour 1 tonne de slimes secs.

Les calculs théoriques faits sur cette quantité de solution diluée — en admettant que l'extraction totale soit achevé avant la première décantation — et en prenant pour valeur de la solution vierge, 0 fr. 50 par tonne, démontrent que la proportion d'or dissous entraîné avec les slimes doit contenir de 0 fr. 60 à 1 franc d'or par tonne de solution en partant d'une solution de tête contenant de 1 à 2 $ (5 fr. 20 à 10 fr. 40). Il faut remarquer pourtant que l'extraction n'est pas complète et qu'elle continue lentement pendant toute la durée du traitement. Au bout d'une période de six mois, les solutions qui s'écoulent avec les slimes contiennent une valeur moyenne de 2 fr. 65 par tonne avec une valeur moyenne de 9 francs pour la solution de tête et une valeur de 0 fr. 57 pour la solution ne contenant pas d'or.

Après lavage à l'eau pure, on décante le liquide de façon à n'évacuer aux tailings que des slimes contenant environ 50 0/0 d'eau.

Solution de batterie. — Cette solution, dont on consomme 1.100 tonnes par jour, est pompée au moyen d'une pompe Prescott de 10 × 7 × 12 pouces à deux cylindres qui l'élève dans deux réservoirs de 4^m,80 de diamètre et 4^m,80 de profondeur, placés au-dessus du moulin. Sa distribution se fait approximativement de la façon suivante :

A la batterie	500 tonnes
Aux cuves à sable	350 —
Dans les cônes..... ...	150 —
Pour le lavage.....	100 —

Précipitation. — On ne passe à la précipitation que les solutions les plus riches, sortant des cuves à sable. Les solutions plus pauvres et toutes les solutions provenant de slimes se rendent dans les réservoirs servant à l'alimentation des batteries.

Toutes les solutions sont ramenées à leur titre normal en cyanure de potassium au *moment de leur passage dans les caisses de précipitation*, ce qui a l'avantage d'opérer cette dernière dans des liqueurs plus concentrées.

Quatre caisses de précipitation en fer, garnies chacune de huit compartiments pour les boîtes à zinc ayant une capacité totale de 224 pieds cubes et 8 caisses semblables, mais n'ayant chacune qu'une capacité de 76 pieds cubes, constituent l'atelier de précipitation.

On préfère employer la tournure de zinc fabriquée à la main que celle produite par un tour automatique à cause, prétend-on, de la polarisation moindre dans le cas du zinc coupé d'une façon moins régulière que ne le fait la machine.

La quantité moyenne de zinc, employé par tonne de minerai, traitée est de 1,34 lb. Si on rapporte cette quantité à la tonne de de solution passant dans les boîtes à zinc, on trouve le chiffre de 0,295 lb. (133 grammes).

Nettoyage des boîtes à zinc. — Cette opération se fait deux fois par mois. On commence, pour éviter les accidents, par vider les boîtes, puis on exécute un lavage à l'eau pure pendant environ quinze minutes.

Les précipités sont traités par l'acide, comme on l'a expliqué en détail à la page 708, et le résidu de ce traitement est mélangé, après séchage, avec des fondants dans la proportion suivante :

Précipités desséchés	10
Bicarbonate de soude	4
Borax fondu	1
Sable (à 60 0/0 de SiO^2)	1,5
Spath-fluor	0,2

La fusion est faite dans des creusets n° 200 chauffés dans un four à tirage forcé.

Consommation de cyanure. — La consommation de cya-

nure et de chaux par tonne de minerai traité pendant le courant de la dernière année, répartie en pertes chimiques et pertes mécaniques, comme il a déjà été expliqué à la page 696, est la suivante :

CONSOMMATION DE CYANURE

Perte chimique.....	0,98 lb.	grammes :	440
— mécanique.....	0,49 —	—	220
Consommation de chaux.	6,54 —	—	2.943

Voici maintenant les résultats de ce traitement au point de vue du coefficient d'extraction de métaux précieux.

RENDEMENTS DE JUILLET 1903 A MAI 1904

	OR DANS LES			
	LINGOTS	SCORIES	TOTAL	ARGENT
Moyenne 1er semestre de 1903.	46,75 0/0	1,81 0/0	48,56 0/0	22,6 0/0
— 2e semestre de 1903.	61,15 —	1,07 —	62,22 —	26,1 —
— 1er semestre de 1904.	73,81 —	1,71 —	75,53 —	44,3 —

On voit que le coefficient d'extraction, quoique encore assez modéré, est en amélioration constante. On compte dépasser, sous peu, le chiffre de 80 0/0 pour le rendement total de ce moulin.

Sur les totaux de ce tableau, 47,9 0/0 de l'or a été obtenu dans la batterie ; 27 0/0 proviennent du traitement des sables et 25,1 0/0 du traitement des slimes pendant la durée considérée.

Prix de revient. — Le tableau suivant, portant sur les cinq premiers mois de l'année 1904, indique le prix de revient du traitement au Maitland Mill.

Les frais d'échantillonnage et d'analyse sont répartis également entre la mine et le moulin. Dans le prix de la force motrice sont compris le combustible, la main-d'œuvre et les réparations nécessitées par la production de la vapeur. Ces frais sont répartis également entre la mine et le moulin.

ÉLÉMENT DES DÉPENSES

Broyage	Force motrice	$ 0.010	
	Main-d'œuvre	0.049	
	Réparations, etc	0.026	
			$ 0.089
Échantillonnage	Force motrice	0.004	
	Main-d'œuvre	0.012	
	Réparations, etc	0.001	
			0.017
Moulins	Force motrice	0.270	
	Pompe à sable	0.023	
	Main-d'œuvre	0.083	
	Réparations, etc	0.073	
			0.449
Lixiviation	Pompes	0.050	
	Évacuation des sables	0.009	
	Slimes	0.022	
	Main-d'œuvre	0.069	
	Réparations, etc	0.018	
			0.168
Produits chimiques	Chaux	0.027	
	Cyanure	0.305	
			0.332
Précipitation	Main-d'œuvre	0.011	
	Zinc	0.099	
	Réparations, etc	0.005	
			0.115
Récolte de l'or	Main-d'œuvre	0.006	
	Acide	0.012	
	Combustible	0,005	
	Fondants	0.013	
	Creusets	0.006	
	Réparations, etc	0.002	
			0.044
	Essais		0.038
	Mécaniciens		0.076
	Lumière électrique		0,034
	Frais généraux		0.244
	Dépense totale par tonne de minerai traitée		$ 1.606
	Soit en francs		8.351

Les frais de récolte et de raffinage, basés sur une production de 23,077 onces de métal fin, ont été les suivants :

	PAR ONCE	PAR KILOGRAMME
Nettoyage des boîtes et traitement à l'acide.	Cents 2,07	Francs 3,445
Fusion	— 5,87	— 9,930
Frais de réalisation	— 3,46	— 5,800
Frais totaux	Cents 11,40	Francs 19,175

Main-d'œuvre. — La main-d'œuvre employée dans le moulin a été la suivante :

POSTE DE JOUR

		$
Échantillonage	5 heures	1,25
Concasseur	12 —	3,50
Batterie	12 —	4 »
Solution	12 —	3,50
Précipitation	10 —	3 »
Manœuvres	10 —	2,50
Mécaniciens	12 —	4 »
TOTAL pour le poste de jour		$ 21,75
Soit en francs	Fr.	112,58

POSTE DE NUIT

		$
Batterie	12 heures	4 »
Solution	12 —	3,50
Mécaniciens	12 —	4 »
TOTAL pour le poste de nuit		$ 11,50
Soit en francs	Fr.	59,80
TOTAL pour la main-d'œuvre employée au moulin		$ 33,25
Soit en francs	Fr.	172,90

IV. — LA MINE DU CAMP BIRD

La mine de Camp Bird, située dans le Colorado, est un exemple typique du prix de revient extrêmement bas auquel on peut arriver quand on a à traiter, comme c'est le cas dans ce gisement, des minerais d'*amalgamation facile*, se *concentrant bien* et dont les *concentrés sont aisément cyanurés*.

Depuis sa création, en Octobre 1896 jusqu'à la fin de 1903, date à laquelle cette affaire s'est constituée en société anglaise, la production de la mine a été la suivante :

Quantité totale de minerai traité.....	195.461 tonnes
Valeur totale retirée.....	6.530.430 dollars
Rendement par tonne.....	33,41 —
Bénéfices.....	4.315.798 —
Dépenses de premier établissement.....	696.000 —

La méthode de traitement est la suivante :

1° Concassage dans des broyeurs Blake;
2° Broyage au moulin californien ;
3° Amalgamation sur les plaques ;
4° Concentration aux Frue-vanners;
5° Traitement direct des tailings par cyanuration.

Concassage. — Les minerais venant de la mine sont culbutés sur des grilles inclinées dont les barreaux sont à 50 millimètres d'écartement. Les fines tombent directement dans les trémies de chargement des pilons. Ces trémies sont au nombre de trois. Chacune d'elles est desservie par un Blake de 9 × 15 pouces, dont les mâchoires sont réglées à 2 pouces (50 millimètres) d'écartement.

Les grilles sont inclinées à 45° et elles ont 3^{m},60 de long.

Chaque trémie a une capacité de 80 tonnes. Leur fond est incliné à 45° et garni de tôles de 8 millimètres d'épaisseur. Les ouvertures de décharge sont commandées par des portes mobiles. En outre de ces trémies, on dispose d'une réserve de minerai concassé suffisante pour alimenter le moulin pendant six jours.

Moulin. — Les pilons sont fondés sur le roc. Les mortiers sont réunis à la fondation en charpente par de solides boulons de fonda-

tion, et une plaque de caoutchouc de 8 millimètres d'épaisseur est interposée entre la fondation et l'embase du mortier. Ces mortiers sont du type Homesteake (*fig.* 185, page 513), mais *sans amalgamation intérieure*. On a trouvé préférable de n'employer les pilons que comme appareils de broyage, l'amalgamation s'effectuant d'une façon complète au passage sur les plaques.

Les arbres à cames sont montés sur des coussinets garnis de métal antifriction. Dans le cours des quatre dernières années, il n'y a eu à remplacer que quatre arbres à cames pour les 45 pilons qui ont été, en moyenne, en service pendant cette durée. Ce résultat très satisfaisant est dû principalement à l'excellence des fondations du moulin.

Les pilons pèsent 385 kilogrammes (840 lb.) et battaient jusqu'à ces derniers temps 100 coups par minute. Depuis qu'on a réduit cette vitesse à 90 coups, le rendement a notablement augmenté; un meilleur choc sur l'eau en est résulté avec une diminution dans la proportion des slimes.

L'ordre de levage est : 1, 4, 2, 5, 3. La levée est réglée, au début, à 15 centimètres, et quand les sabots et les dés sont usés, à 20 centimètres (8 pouces).

Les flèches sont en acier doux de 78 millimètres de diamètre avec $4^{m},20$ de longueur, et elles pèsent, à elles seules, 172 kilogrammes. Lorsqu'elles se sont cassées aux deux extrémités, on peut, après les avoir recuit, les tourner de nouveau et les remettre en service. Les mentonnets (*tappets*) sont, de préférence, en acier, et ils pèsent 36 kilogrammes. Ils se cassent rarement, durent longtemps et ne demandent pas à être remis sur le tour.

Les distributeurs automatiques (ore feeders) sont du type Challenger suspendu.

Les surcharges sont coulées en fonte et pèsent 112 kilogrammes. Quant aux sabots, dont le poids à l'état de neuf est de 63 kilogrammes, on en emploie de trois sortes différentes. Voici le tableau de leur durée comparative :

	Acier chromé	Acier forgé	Fonte
Valeur du kilogr. à la mine.....	$0^{fr},91$	$0^{fr},94$	$0^{fr},315$
Poids à l'état de neuf.....	63^{kg}	62^{kg}	61^{kg}
Poids à la mise hors de service.	$15^{kg},8$	18^{kg}	18^{kg}
Durée de service (jours).....	106	72	40
Poids usé par tonne broyée.....	140^{gr}	142^{gr}	389^{gr}
Dépense.....	$0^{fr},13$	$0^{fr},14$	$0^{fr},1228$

On s'est définitivement arrêté à l'emploi des sabots en acier chromé, qui a été reconnu comme le plus avantageux.

On a essayé, concurremment aussi, les dés dans les trois matières. Voici le tableau relatif à ces comparaisons.

	Acier chromé	Acier forgé	Fonte
	—	—	—
Valeur du kilogr. à la mine.....	0fr,91	0fr,94	0fr,315
Poids à l'état de neuf.....	34kg,5	64kg	63kg
Poids à la mise hors service....	10kg	22kg	20kg
Durée de service (jours).....	91	80	42
Poids usé par tonne broyée....	190gr	163gr	340gr
Dépense.....	0fr,17	0fr,15	0fr,1228

On emploie un ressaut en bois afin de maintenir constant le niveau de décharge. La hauteur de cette décharge, qui est normalement de 12cm,5, correspond au maximum de capacité de broyage et à la production minima de slimes. On a longtemps broyé au tamis 40; aujourd'hui on emploie un tamis plus gros, numéro 25. Les tamis donnent d'infiniment meilleurs résultats que les plaques perforées. Ces dernières coûtent, rendues à la mine, 7 fr. 50, tandis que les toiles métalliques ne reviennent qu'à 4 fr. 50. Ceux-là ont une durée de trois jours et passent 46 tonnes et 1/2; les toiles durent six jours et tamisent 63 tonnes.

La surface de décharge mesure 1m,25 de long sur 20 centimètres de hauteur. Le rendement par tête de pilon est de 3,11 tonnes, calculées en minerai sec, par jour.

L'alimentation d'eau s'élève à 20 gallons (90 litres) par minute. Le tuyautage d'arrivée de l'eau a 38 millimètres de diamètre. L'eau est introduite dans le mortier par le fond. On a évité de la sorte les ennuis causés par l'injection de l'eau à la partie supérieure du mortier.

Plaques d'amalgamation. — Les plaques amalgamées ont 4m,80 de long et 1m,34 large. Elles sont composées de cuivre recuit, en feuilles de 3 millimètres d'épaisseur et elles ont une pente de 12 0/0. Elles arrivent sur place en sections de 1m,20 de long. Voici la préparation qu'on leur fait subir avant de les mettre en service : On commence par briquer vigoureusement la surface, afin de détruire toute trace d'oxyde. On visse ces plaques avec des vis en cuivre sur la table, en interposant du drap pour rendre les joints

étanches. On lave de nouveau à l'eau chaude, puis avec une lessive concentrée de cendres de bois et enfin on amalgame peu à peu avec du mercure en frottant un drap imprégné de mercure. On s'aide, pour faciliter l'opération, d'un peu de cyanure de potassium. Une plaque mise récemment en service demande à être entretenue toutes les deux heures, et elle ne donne pas d'amalgame, sauf un peu à sa tête, jusqu'à ce qu'une couche brillante soit formée.

Récolte et nettoyage du mercure. — La récolte de l'or s'opère chaque jour en râclant les plaques avec des palettes en caoutchouc. Si l'amalgame est trop dur, on le ramollit en y ajoutant un peu de mercure. En tout cas, il faut éviter l'emploi des grattoirs métalliques. On brosse ensuite les plaques, on les remet en état, si c'est nécessaire, par une légère addition de lessive faible de cendres de bois et de cyanure de potassium. Il est bon aussi, pour détruire l'acidité de l'eau et du minerai, d'ajouter de temps à autre, dans les mortiers, un peu de chaux. En observant ces diverses précautions, les plaques se maintiennent toujours propres et sans taches de vert-de-gris.

On retire sur les plaques 75 0/0 de l'or total contenu dans le minerai et la perte de mercure ne dépasse pas 4 à 5 grammes par tonne de minerai traitée.

Dès sa récolte, l'amalgame est porté au laboratoire, traité au pan d'amalgamation (Voir p. 835). En général, on fait deux traitements au pan, un premier, préparatoire, dans lequel on sépare les impuretés qui viennent surnager à la surface. Dans le second traitement, on complète ce nettoyage. Après cette opération, la masse est exprimée fortement à travers un linge épais et passée à la distillation. L'amalgame contient environ 40 0/0 d'or et les lingots obtenus par sa fusion au creuset titrent 740 millièmes. Ils sont expédiés chaque jour à la Monnaie.

Les sulfures et autres impuretés ayant pour effet de salir le mercure et de le rendre paresseux, on prend la précaution de distiller la totalité du mercure avant de le faire servir de nouveau dans le moulin.

Traitement de la pulpe. — La pulpe de chaque élément de 10 pilons (l'usine en comporte 60) se réunit dans une trappe à mer-

cure, simple boîte en bois animée d'un mouvement de secousse (180 par minute) ayant une amplitude de 18 millimètres. Grâce à ce dispositif, la pulpe ne s'agglomère pas, mais s'écoule régulièrement par un trop plein réservé au milieu de la trappe. Ce dispositif retient la totalité de l'amalgame qui s'est échappé des plaques. On retire chaque semaine de ces trappes, environ 1.500 grammes d'amalgame, et les solutions cyanurées ne contiennent jamais de mercure, ce qui prouve que l'arrêt a bien été complet.

Concentration. — La concentration s'opère sur deux séries de concentrateurs : 20 pilons sont desservis par six appareils de première concentration et six de seconde, de sorte que l'ensemble des 60 pilons nécessite 36 concentrateurs. Avant de passer dans ces appareils, la pulpe est envoyée dans des classeurs hydrauliques. Les slimes sortant de ces classificateurs vont au traitement par cyanuration qui est décrit plus loin.

La première ligne de concentrateurs est formée de Frue-vanners tournant à 190 tours. L'inclinaison de la table est de 9 centimètres sur sa longueur totale. Sur les tables traitant les slimes, le nombre des révolutions est porté à 182, et la pente réduite à 65 millimètres. Pour les concentrateurs de première rangée, des caoutchoucs striés ont été reconnus préférables aux plats ; le débit est notablement accru, mais les tailings sont un peu plus riches.

Les tables Wilfley, tournant à 240 tours, donnent toute satisfaction ; leur capacité est très supérieure à celle des frue-vanners. Elles forment la deuxième ligne de concentrateurs.

Séchage. — Les concentrés sont séchés dans des trémies à fond incliné à 45°, au milieu desquelles passent les tuyaux d'échappement des machines à vapeur. Ils en sortent au bout de trois jours avec 3 0/0 d'humidité seulement.

On retire 1 tonne de concentrés pour chaque 15 tonnes de pulpe passées. En ce qui concerne l'or retenu sous forme de concentrés, la proportion est d'environ 10 0/0 de la teneur totale, ce qui porte à 85 0/0 le coefficient d'extraction pour les plaques de cuivre et les concentrateurs réunis.

Voici la composition moyenne de ces concentrés et du minerai originaires. Ces résultats sont extraits du travail de M. *Chester Vill*

Purington, qui a publié un important mémoire sur Camp Bird en 1903.

Analyse moyenne des minerais traités :

Silice et insoluble	85,20
Galène	0,50
Pyrite cuivreuse	0,80
Pyrite de fer	6,00
Magnétite	0,50
Blende	3,00
Rhodonite	2,50
Alumine	1,50
	100,00

Analyse moyenne des concentrés :

Silice	18,31
Galène	7,04
Pyrite cuivreuse	8,20
Pyrite de fer	30,15
Magnétite	7,00
Blende	16,50
Rhodonite	4,80
Carbonate de chaux	8,00
	100,00

Force motrice. — L'installation comprend trois chaudières Babcock et Wilcox, qui fournissent la vapeur à une machine motrice de 250 chevaux du type Corliss, compound en tandem, qui commande directement la transmission spéciale aux pilons. Elle conduit aussi un générateur électrique Westinghouse, qui envoie l'énergie à la cyanuration et aux ateliers de menuiserie et d'ajustage.

En été, cette installation est remplacée par une roue Pelton de $2^{m},10$ de diamètre, travaillant sous une pression d'eau de 52 mètres. On garde, pour cette époque de force à bon marché, les slimes accumulés pendant la période d'hiver.

Prix de revient. — Voici le prix de revient détaillé de cette première partie du traitement. Ces prix s'entendent par tonne de minerai traitée.

		$
Concasseurs....	Main-d'œuvre	0,065
	Réparations et entretien	0,006
Pilons.....	Main-d'œuvre	0,059
	Usure d'acier	0,048
	Tamis	0,009
	Réparations et entretien	0,065
	Graissage et divers	0,002
Amalgamation..	Main-d'œuvre	0,090
	Mercure	0,007
	Produits chimiques et divers	0,001
Concentration..	Main-d'œuvre	0,042
	Réparations	0,030
Force motrice..	Main-d'œuvre	0,042
	Combustible	0,160
	Graissage et divers	0,006
Surveillance de jour et de nuit		0,075
Coût total du broyage par tonne		$0,707=3^{fr},676

Cyanuration. — Description générale. — Cette usine est installée en vue du traitement de 200 tonnes par jour. L'usine étant en terrain plat, il faut commencer par élever les tailings à 12 mètres de hauteur, opération qui s'exécute au moyen d'une pompe centrifuge n° 4, tournant à 550 tours, relevant par minute 1.430 litres de pulpe par un tuyau de 10 centimètres de diamètre. La garniture intérieure de cette pompe, bien que construite en acier au manganèse, ne dure guère plus de six ou huit semaines au plus. On tient, en conséquence, une pompe de rechange toujours prête en réserve.

Le coût de cette élévation de la pulpe est de 19,5 centimes sur lesquels 17 centimes représentent la part contributive de la force motrice et 2,5 centimes pour les réparations. Il y aurait grand avantage à remplacer cette pompe par une roue élévatrice de tailings (Voir p. 681).

La pulpe est distribuée dans les cuves par des appareils suspendus, type Butter et Meind. C'est dans les cuves même que se produit la décantation, l'eau s'échappant par trois trop-pleins placés sur la circonférence des cuves. Les slimes fins qui ne sont pas restés dans les cuves vont se déposer au dehors, derrière une digue perméable, où ils restent entassés en vue du traitement postérieur en été.

On avait débuté à Camp Bird par la méthode dite du *double trai-*

tement, c'est-à-dire qu'on faisait l'extraction dans les cuves en deux opérations distinctes, séparées par une reprise des matières à la pelle, afin de les oxygéner en les transvasant d'une série dans l'autre. A cet effet, on avait disposé en gradins les deux rangées de cuves, de façon que le font de la première rangée fut au niveau de chargement de la suivante.

Mais les essais de traitement simple, en employant de très grandes cuves peu profondes, ont été si encourageants qu'on est définitivement entré dans cette voie.

On a donc installé des cuves de 12 et même de 18 mètres de diamètre et de 1^{m},80 de profondeur contenant 300 tonnes et au-delà.

Une comparaison entre les deux modes de traitement, simple ou double a été faite à Camp Bird. Il est important d'en faire connaître les résultats, car ils ouvrent une voie nouvelle qui peut être utile dans bien des cas.

Voici d'abord un tableau qui donne le classement comparatif, par ordre de grosseur, des matières déposées dans des cuves de dimensions croissantes.

GROSSEUR DE CLASSEMENT	Cuve de 7^{m},20 Contenance 100 tonnes Proportion 0/0	Cuve de 9 mètres Contenance 200 tonnes Proportion 0/0	Cuve de 12 mètres Contenance 300 tonnes Proportion 0/0
Refus du tamis 40-mesh	12,60	17,60	11,80
— — 60 —	22,90	22,60	22,60
— — 80 —	12,60	14,80	12,80
— — 100 —	0,90	1,60	1
— — 120 —	19,10	16,80	19,20
— — 200 —	11,60	6	10
Traversant le 200 —	20,30	20,60	22,60

Le filtre placé sur le double fond consiste en un tissu de coco de 5 centimètres d'épaisseur, recouvert d'une étoffe à filtre. Le tout repose sur un plancher à jour, formé de lattes de bois de 5 centimètres de hauteur séparées par des intervalles de 30 millimètres, et encadrées dans une lisse circulaire laissant entre elle et la paroi, un vide de 25 millimètres. L'étoffe du filtre dépasse ce cadre d'environ 15 centimètres et on assure l'étanchéité du joint en enfonçant avec

un ciseau de calfat une corde entre le cadre et la paroi. De cette façon, aucun trouble ne peut passer.

Les filtres durent environ 5 mois, ils s'usent surtout par les coups de pelle des ouvriers maladroits, au moment du déchargement.

Marche de la cyanuration. — 1° *Traitement en deux fois.* — Après que la charge a été essayée, nivelée et additionnée de la quantité de chaux nécessaire pour détruire l'acidité, on fait arriver la solution cyanurée. Voici la copie du journal de la cuve :

TONNES DE SOLUTION	TENEUR DE LA SOLUTION en KCy	DATE	HEURE
30	0,07 0/0	9 Juin	10 h. du matin
20	0,25 —	10 —	3 h. du matin
20	0,25 —	10 —	5 h. du soir
15	0,25 —	11 —	2 h. du matin
25	0,25 —	12 —	1 h. du matin
10	0,25 —	12 —	8 h. du soir

Le 13 juin, à trois heures du soir, la charge est pelletée dans la cuve inférieure (main-d'œuvre : 6 hommes pendant huit heures).

TONNES DE SOLUTION	TENEUR DE LA SOLUTION	DATE	HEURE
23	0,30 0/0	14 Juin	1 h. du matin
10	0,25 —	14 —	3 h. du soir
10	0,25 —	14 —	11 h. du soir
10	0,25 —	15 —	8 h. du matin
15	0,06 —	15 —	10 h. du soir
20	0,06 —	16 —	11 h. du matin
20 (eau)	0,00 —	17 —	2 h. du soir

L'égouttage est terminé le 18 à deux heures du matin et les résidus, après échantillonnage, sont évacués le 19 juin à dix heures du matin.

Les échantillons prélevés en cours de traitement montrent un coefficient d'extraction de :

Jour et date.	Heure.	Extraction.
—	—	—
10 juin	3 h. soir	28,6 0/0
11 —	3 —	42,4
12 —	2 —	64,8
13 —	2 —	74,2

En mettant la même charge en contact pendant douze heures avec une solution à 0,30 de KCy, le coefficient s'est élevé :

Le 15 juin à 7 h. du matin, à.....	76,5 0/0
Le 18 — 2 h. — à.....	77,4 0/0

La lenteur de la dissolution finale s'explique par les grains d'or restés emprisonnés dans les sables d'un certain diamètre.

La richesse en or des solutions augmente graduellement au début du traitement, passant de 15 à 20 centimes jusqu'à 1 fr. 10 et 1 fr. 20 par tonne, pour redescendre à 15 ou 20 centimes au moment de la décharge des résidus.

Ce traitement double entraîne une consommation de 450 à 550 grammes de cyanure de potassium par tonne de minerai traitée. Sur ce total, 70 ou 80 0/0 de ce chiffre sont consommés par les substances cyanicides (principalement les matières cuivreuses). La perte dans les caisses de précipitation est insignifiante.

2° *Traitement simple.* — Les mêmes essais exécutés sur la cuve de 300 tonnes, dont on a vu plus haut la composition au point de vue du classement de son contenu, ont donné les résultats suivants :

La charge n° 6 de 300 tonnes, après nivellement, saturation par la chaux et prise d'essai a été remplie le 29 Décembre à neuf heures du matin avec 40 tonnes de solution faible à 0,06 0/0. Même addition le soir du même jour et troisième addition de 40 tonnes à dix heures du soir.

Du 30 Décembre au 5 Janvier, filtration constante avec une solution à 0,25 0/0 de KCy. Enfin, avant de procéder au lavage et à la décharge, on a passé, comme au début, 60 tonnes de solution faible à 0,06.

L'ensemble du traitement, ayant duré onze jours trois quarts, a donné le coefficient suivant d'extraction :

N° des essais.	Dates et heures.	Coefficient d'extraction. Or.	Argent.
1	30 Décembre, 1 h. soir	12,40 0/0	4,00 0/0
2	1er Janvier, 3 h. —	53,60	21,20
3	3 — 2 h. —	68,00	42,60
4	5 — 2 h. —	77,50	50
5	7 — 4 h. —	85	57
6	8 — midi	85,70	63

La vitesse de filtration de cette charge a été d'environ 76 litres par minute pendant les deux premiers jours et elle est descendue graduellement à 45 ou 50 litres à la fin du traitement. La quantité totale de solution employée, y comprise l'eau de lavage, a été de 340 tonnes, soit 1,13 tonne de solution par tonne de tailings.

La comparaison est, on le voit, entièrement en faveur du traitement simple. Il est vrai que les matières de la grande cuve étant plus fines que celle de la cuve de 200 tonnes, cela constituait pour cette dernière un léger désavantage. Mais, d'autre part, les frais de main-d'œuvre dans le traitement simple sont bien inférieurs, l'évacuation finale se faisant non pas à la pelle, mais avec un jet d'eau qui envoie les tailings à la rivière sans presque aucun frais. Avec un jet d'eau de 75 millimètres de diamètre et une pression de 4 kilogrammes, un seul homme peut décharger en deux heures 100 tonnes de tailings et nettoyer le double fond sans l'endommager.

L'économie de main-d'œuvre est de 50 centimes par tonne et celle réalisée sur la perte de cyanure de 11 centimes par tonne, sans compter la réduction de frais de premier établissement qui résulte du traitement en une seule fois.

Malheureusement cette méthode si économique ne convient pas à tous les minerais, puisque son succès dépend entièrement d'une question de possibilité de filtration à travers les tailings contenant une certaine proportion de slimes.

Précipitation dans les caisses à zinc. — La tournure est fabriquée sur place au moyen d'un tour *Hampton* qui découpe les disques de zinc en fils ayant 2 centièmes de millimètre de largeur. Un ouvrier peut en tourner 69 kilogrammes dans sa journée, et le prix de revient s'élève à :

Achats du zinc en disques.....	le kilog.	0fr,88
Frais de tournage.....	—	0fr,30
TOTAL.....		1fr,18

La consommation de zinc par tonne de minerai est de 204 grammes, dont la plus grande partie est dissoute par l'acide au cours du traitement du précipité aurifère. Cette dépense représente en conséquence, $1,18 \times 0,204 = 0,24$ centimes.

Récolte et raffinage de l'or. — La récolte se fait une fois par mois. On commence par faire écouler la solution cyanurée hors des caisses, puis on lave à grande eau pour chasser le cyanure et éviter tout danger d'empoisonnement. Le précipité est tamisé, et les refus sont mis dans la caisse de tête, les compartiments de queue étant rechargés avec de la tournure fraîche.

Le traitement à l'acide se fait, ainsi qu'il a été exposé en détail, à la page 708. La seule particularité qui soit digne d'être signalée dans cette opération, telle qu'elle se pratique à Camp Bird, tient à ce qu'on cherche à laisser dans le précipité une certaine quantité de sulfates des bas métaux, afin de permettre la *formation d'une matte* au-dessus de l'or, au cours de la fusion dans le creuset. Il passe dans cette matte une forte proportion de bas métaux et surtout du cuivre, ce qui augmente la finesse du lingot.

A la dissolution par l'acide succède un séchage, avec grillage au rouge vif, dans un petit four. Après refroidissement, les matières sont mélangées à raison de 1 partie de fondant pour 2 de précipités. Ce fondant a la composition suivante :

Borax	4 1/2 parties
Soude	2 1/2 —
Carbonate de potasse	1/2 —
Silice	2 1/2 —

La première fusion ne comporte pas d'addition de nitre, cette opération n'ayant pour but que l'élimination du cuivre par la matte.

On écume cette dernière avec une cuiller en fer et on ajoute du mélange à fondre jusqu'à complet remplissage. On coule alors les lingots et on les sépare de la matte qui a pu leur rester adhérente.

La deuxième fusion se fait avec addition de nitre et à température relativement basse, afin d'obtenir des lingots nets.

Les scories, les mattes et les fonds de creusets sont vendus aux fonderies voisines. Dans ces conditions, la perte due au raffinage est inférieure à 1 0/0.

Les frais de cette opération, en y comprenant la main-d'œuvre de nettoyage des caisses à zinc, la dépense d'acide, le séchage, la fusion, les fondants, etc., ne dépasse pas 1 0/0 de la valeur marchande des lingots.

Voici d'ailleurs le prix de revient détaillé de la cyanuration à Camp Bird :

Main-d'œuvre	$0,2025
Cyanuration	0,2860
Zinc	0,0466
Chaux	0,0140
Élévation des pulpes	0,0375
Récolte et raffinage (main-d'œuvre et produits)	0,0437
Divers (filtres, outils et divers)	0,0065
Laboratoire et essais	0,0850
Total du prix de revient	$0,7218

soit, en francs, 3,75 *par tonne passée à la cyanuration.*

Ce prix s'applique à un procédé de traitement mixte, c'est-à-dire dans lequel une partie du moulin travaille encore avec cyanuration en deux temps et l'autre avec la cyanuration simple. Il est probable qu'en adoptant uniquement ce dernier mode d'opérer on pourra réduire ce prix de 75 à 90 centimes par tonne, ce qui laisserait un prix de revient ne dépassant pas 3 francs par tonne, prix qui peut être considéré comme extrêmement bas.

En y ajoutant le prix de la première opération (broyage, amalgamation et concentration), fixé plus haut à 3 fr. 67, on voit qu'on arrive, dans les conditions exceptionnellement favorables de traitement qui se trouvent réunies à Camp Bird, à des frais de traitement totaux ne dépassant pas, cyanuration comprise, 7 francs par tonne de minerai traitée, pour une production de 150 à 200 tonnes par jour.

V. — LA CHLORURATION DANS LA CAROLINE DU NORD

Chloruration des minerais pauvres. —Deux mines situées dans la Caroline du Nord et dans la Caroline du Sud ont installé sous la direction de M. *Thies*, le procédé du baril dont il est le créateur. Ces mines opèrent sur des minerais assez pauvres et dans lesquels l'or est en majeure partie combiné avec de la pyrite, ou contenu dans des sulfures métalliques, notamment dans de la chalcopyrite, de sorte que l'amalgamation ne retire qu'une proportion réduite du métal précieux.

D'autre part, ces minerais sont faciles à broyer, se concentrent bien, et les slimes, à la sortie des appareils de concentration, sont si pauvres qu'il n'y a pas d'intérêt à les traiter de nouveau.

Procédé Thies à la mine Phénix. — La question se réduit donc à traiter les concentrés pyriteux, composés en majeure partie de pyrite de fer et de pyrite de cuivre.

A la mine *Phénix*, les concentrés contiennent aussi du sulfate de baryte, qui se rassemble avec les pyrites, ce qui les appauvrit notablement. On concentre à cette mine environ 7 tonnes provenant des batteries de pilons en 1 tonne de concentrés.

Grillage. — Le grillage se fait dans deux fours à sole tournante, dont voici les éléments :

Diamètre de la soie	3,60 mètres
Creux —	0,20 —
Hauteur sous voûte.....	0,75 —
Surface de la grille.....	1,80 × 0,60

Ce four grille sept tonnes de concentrés par douze heures en abaissant la teneur en soufre à 0,25 0/0. Voici le prix de revient de cette opération :

	$
Une demi-corde de bois à 1$,40.....	0,70
12 heures de travail d'un homme à 9 cents ...	1,08
Force motrice	0,25
	2,03

dépense qui, répartie sur 7 tonnes, donne un prix de revient par tonne initiale, de 29 cents (1fr.50) pour cette opération.

Comme il est nécessaire de griller 1 tonne et 1/3 pour obtenir 1 tonne de minerai grillé et que cette dernière contient une valeur de 140 francs, on voit qu'une tonne de concentrés non grillés contient une valeur d'environ 100 francs d'or.

A la mine Phénix, les concentrés sont produits par deux Frue-vanners produisant chacun environ 1 tonne en vingt-quatre heures. On a aussi essayé de concentrer sur couvertures, mais sans résultats favorables. On employait au pilon des tamis numéros 36-mesh.

Chloruration au baril. — Elle s'opère dans des cylindres en fer garnis intérieurement avec du plomb et mesurant 1m,50 sur 1m,05 de diamètre, tournant à 20 révolutions par minute. La porte de déchargement, placée au milieu du tonneau, a 25 centimètres de largeur. Un robinet d'essai permet de prendre des échantillons à divers moments pour constater la présence du chlore en excès, ce qui est indispensable.

La charge est la suivante :

Minerai grillé	1 tonne
Eau	450 à 500 litres
Chlorure de chaux	18 à 22 kilogrammes
Acide sulfurique à 66°	22 à 25 —

La proportion de chlorure et d'acide sulfurique varie avec la composition du minerai, la présence du cuivre entraînant une consommation beaucoup plus forte de ce réactif.

A la mine *Haile*, 6 kilogrammes de chlorure et 8 kilogrammes d'acide suffisent, tandis qu'à la mine Phénix où on trouve jusqu'à 2 0/0 de cuivre dans le minerai, il a fallu, respectivement, au moins 10 kilogrammes et 14 kilogrammes de l'un et l'autre de ces produits chimiques. On a reconnu, en tout cas, l'utilité d'opérer l'addition du mélange de chlorure et d'acide en deux fois.

L'attaque complète exige de quatre à huit heures de rotation. Pendant toute la durée de l'opération, il est indispensable de prélever des échantillons afin de constater qu'il existe toujours du chlore en excès dans le mélange. En cas d'insuffisance, il faut arrêter le tonneau et ajouter une nouvelle dose de réactifs.

On décharge le baril dans un bac en bois doublé en plomb, muni

d'un double fond, et ayant 1m,80 de largeur sur 2m,40 de longueur et 0m,45 de profondeur. Le double fond est garni d'une couche de gravier de 5 centimètres d'épaisseur surmontée de graviers plus fins et de sable à la surface, formant en tout une surface filtrante de 18 centimètres de hauteur. Après rinçage, le baril est mis de nouveau en route pour une nouvelle opération.

Après que le liquide a passé à travers le filtre, on lave ce dernier avec un cube d'environ 1.200 à 1.400 litres d'eau pure. La liqueur filtrée doit être parfaitement claire. On la conduit dans des bacs de précipitation, qui peuvent ne pas être doublés de plomb, où on provoque la précipitation de l'or au moyen du sulfate ferreux. L'or se précipite sous forme d'une poudre d'une couleur rouge brun. Cette réaction demande deux à trois jours pour être complète. S'il reste du cuivre dans la liqueur, on le retire par cémentation sur des déchets de fer, sinon la liqueur est rejetée définitivement.

Le précipité d'or est recueilli, lavé sur un filtre en papier avec de l'eau et fondu au creuset. Sa finesse doit être, si les opérations ont été bien conduites, de 990 à 996 millièmes.

Prix de revient. — D'après les chiffres donnés par M. Thies, le prix maximum de ce traitement s'établit comme suit :

	$
Grillage	2,18
Chloruration	2,66
TOTAL	4,84

soit 25 fr. 20 par tonne de concentrés traitée.

VI. — LA CHLORURATION A CRIPPLE CREEK

Le district de Cripple Creek offre un bon terrain d'étude comparée pour la chloruration et la cyanuration, car les deux méthodes ont leurs partisans et leurs détracteurs, et elles sont simultanément employées dans nombre de moulins à or de la région.

Comparaison entre la chloruration et la cyanuration sur les minerais de Cripple Creek. — Il y a peu d'années encore, le tonnage soumis à la cyanuration était supérieur à celui qui passait à la chloruration. A présent c'est le contraire qui se produit : la cyanuration paraît être plutôt réservée pour le *traitement des anciens tailings* et la chloruration pour les *minerais normaux*. Les tailings, oxydés par leur contact prolongé avec les agents atmosphériques, sont évidemment bien préparés à recevoir le traitement cyanuré. D'après M. *William, E. Greenwalt* lorsque tous les minerais à bas titre qui forment les tas oxydés de résidus seront épuisés et que tous les minerais devront subir le grillage préalable, la *cyanuration aura vécu* à Cripple Creek. Il est bien certain que l'un des principaux avantages mis en avant en faveur de la cyanuration, c'est justement la suppression de ce grillage préalable, mais il disparaît lorsqu'il faut remplacer cette opération par un broyage extrêmement fin ce qui paraît, effectivement, indispensable.

Voici en effet des essais qui montrent bien l'influence prépondérante du broyage sur le taux d'extraction. L'essai a été fait sur des concentrés dits « *sulphurets* » provenant de l'enrichissement de tailings.

Les plus gros tailings contenaient par tonne..... $ 27,00

Après classement hydraulique, les fines déposées par un courant de :

50	millim.	par seconde	contenaient, après traitement.	19,63	Dollars
25	—	(1 pouce)	par seconde —	19,01	à
12,5	—	(1/2 pouce)	— —	15,00	la
6,5	—	(1/4 —)	— —	6,61	tonne

Les slimes déposés par un courant de 3mm,2 par seconde ne contenaient, après cyanuration, que 60 *cents à la tonne*.

La teneur originaire des concentrés était de 25 $ par tonne ; ils avaient été soumis pendant trois jours à l'action d'une solution cyanurée titrant 0,20 0/0 de KCy.

Ces chiffres démontrent que la grosseur des grains composant les « sulphurets » est un obstacle insurmontable à l'extraction rapide de l'or.

M. *E.-J. Bonstella* a observé les mêmes résultats sur des sulphurets traités pendant huit jours avec une solution à 0,25 0/0. Les tailings, classés par grosseur et analysés, ont donné les résultats suivants :

	Refus du tamis	Proportion	Valeur après traitement
N° 1	60-mesh	12,10 0/0	27,50 Dollars
2	80 —	6,80 —	25,20 à
3	100 —	11,69 —	21,40 la
4 au-dessous du tamis	100 —	69,50 —	12,40 tonne

Il est très probable que la portion qui aurait passé à travers un tamis de 150 mesh aurait montré une extraction tout à fait complète. De cet ensemble de faits il résulte, au point de vue pratique, qu'une finesse de tamis de 8.100 mailles au pouce carré (ce qui constitue, dans la numération anglaise des tamis, la finesse de 90-mesh) est *absolument nécessaire*, et, en outre, que l'agitation ou le contact intime, sont des conditions essentielles pour obtenir une extraction satisfaisante de l'or.

Le phénomène change complètement de face dès qu'on opère sur des minerais *préalablement grillés*. Broyés aux tamis successifs 8, 12, 16, 20 et 30, ces minerais donnent soit avec le chlore, soit avec le cyanure des coefficients d'extraction très sensiblement égaux entre eux. Les *slimes fins* tenaient, en fin de compte, les mêmes proportions d'or que les *minerais gros*. La raison en est d'ailleurs évidente : tout le monde sait que le grillage a pour résultat de rendre le minerai qui a subi cette opération *plus poreux*, ce qui permet aux dissolvants du métal précieux, *quels qu'ils soient*, d'agir dans l'intérieur des particules minéralisées, qui seraient restées impénétrables sans cela.

Il est évident que si, au lieu d'opérer sur des tailings, qui sont déjà réduits à un état de division extrême, on envisageait le traite-

FIG. 219. — Vue générale de Cripple Creek.

ment directe du minerai tel qu'il vient de la mine, il faudrait, pour la même raison, commencer par le réduire en entier à la finesse du tamis 100-mesh pour obtenir une extraction convenable.

On se trouve donc, pour les minerais de Cripple Creek, ramené à l'alternative *ou de les broyer fin en totalité*, *ou de les griller au préalable*, ce qui n'exige plus alors, pour arriver au même taux d'extraction, qu'un broyage *beaucoup plus sommaire*.

Or, quand on arrive à des degrés de finesse tels que le tamis 80-mesh (ou même 120 qui a été proposé pour ce but), on a des difcultés presque insurmontables pour le tamisage. Voici en effet un tableau qui donne la capacité comparée de tamisage — par mètre carré et par heure — de tamis à vibrations de dimensions de mailles décroissantes, avec le rapport de leur débit à celui du tamis 75-mesh, pris comme terme de comparaison.

DÉBIT COMPARÉ PAR MÈTRE CARRÉ DE TAMIS

NUMÉRO DE TAMIS (MESH)	DÉBIT PAR HEURE KILOS	RAPPORT AVEC LE TAMIS 75 MESCH
10 à 12	2.441	6,3
14	2 304	6,0
16	2.246	5,8
18	2.168	5.5
22	2.031	5,2
26	1.894	4,9
32	1.625	4,4
40	1.220, 5	3,1
50	952	2.2
60	678	1,5
75	**390**	**1,0**
85	269	0,7
90	244	0,6
100	215	0,53
120	195	0,55

Ces chiffres sont théoriques, en ce sens qu'ils ne mettent en évidence que la capacité comparée de production ; mais ils ne tiennent aucun compte de l'usure et des frais de remplacement des tamis, qui, dans les finesses de 75 et au-delà, deviennent un élément de dépense considérable. Une organisation susceptible de tamiser 100 tonnes par jour à une pareille finesse exigerait des installations formidables pour repasser les refus successifs, etc.

Il est reconnu qu'une usine susceptible de broyer, au tamis 12-mesh, 100 tonnes par jour, ce qui est une dimension suffisante pour la chloruration, ne passerait pas 40 tonnes si on adoptait le tamis-40. Au-delà de 30 mesh, le broyage avec des cylindres, si avantageux au point de vue du rendement, ne pourrait être que difficilement appliqué. Les constructeurs eux-mêmes de ce genre d'appareils les déconseillent lorsqu'on veut atteindre des finesses supérieures à 40-mesh.

Il n'y a donc pas de comparaison possible comme frais de broyage entre ceux qu'exige le traitement du minerai brut par la cyanuration, demandant un broyage au tamis 60 ou 80 et celui nécessaire à la chloruration, c'est-à-dire au tamis 12 mesh. Il convient aussi de remarquer, à l'avantage de la chloruration, que la proportion de slimes est infiniment moindre que dans le cas du broyage fin pour la cyanuration du minerai cru.

La comparaison la plus intéressante se trouve dans le broyage au tamis 12 pour la chloruration et au tamis 24 ou 30 pour la cyanuration, avec grillage dans les deux cas, parce que c'est celle qui s'applique dans la pratique.

Tout le problème ne consiste pas, comme le pensent les gens non initiés, à dissoudre le métal précieux au moyen d'une solution faible de cyanure de potassium ou de chlore, et de précipiter ensuite l'or par le zinc, l'hydrogène sulfuré ou le sulfate ferreux. Tout ceux qui ont une expérience de l'un et l'autre procédé savent qu'ils offrent l'un et l'autre leurs difficultés spéciales, chimiques et métallurgiques, qu'il faut envisager dans tous leurs détails si on veut arriver à des conclusions exactes, d'autant plus que les études chimiques des réactions qui accompagnent la cyanuration sont beaucoup plus nombreuses et plus complètes que celles faites jusqu'ici sur le procédé concurrent de la chloruration.

Dans cette dernière méthode, la précipitation totale de l'or s'obtient au moyen des réactifs usuels : hydrogène sulfuré, charbon de bois ou sulfate ferreux. Dans la cyanuration, au contraire, cette partie si capitale du traitement est entourée de sérieuses difficultés et a souvent occasionné des pertes irréparables.

Le chargement et le déchargement des barils, employés dans la chloruration, sont des manœuvres qui peuvent s'exécuter aussi aisément que celles exigées pour les opérations similaires dans les

cuves de cyanuration. On peut admettre aussi comme un fait démontré, que le coefficient d'extraction par le chlore est supérieur à celui du KCy dans les conditions usuelles de la pratique.

S'il a été fait dans ces dernières années d'immenses progrès dans l'application de la cyanuration, il en a été réalisé de comparables dans la chloruration. La production du chlore au moyen de l'électrolyse, au lieu du procédé simple, mais, somme toute, coûteux, consistant à mettre ce réactif en liberté au moyen de produits chimiques corrosifs chargés dans les barils (9 kilogrammes de chlorure de chaux et d'acide pour dégager 1 kilogramme de chlore), constitue une véritable révolution récemment introduite dans les conditions économiques de ce procédé.

Production électrolytique du chlore. — Voici les éléments de cette production de chlore électrolytique dans le district de Cripple Creek :

Le chlorure de chaux contient, en pratique, 1/3 de son poids de chlore, lequel exige, pour être dégagé, un poids d'acide sulfurique *double de celui du chlorure.*

Le sel marin contient 60 0/0 de chlore et coûte, rendu sur place, environ 52 francs la tonne.

Comparons les prix de ces deux procédés :

Par la décomposition du chlorure de chaux :

15 lb. de chlorure et 30 lb. d'acide coûtent..... $0,75

Par l'électrolyse :

9 lb. de sel marin valent..... $0,045

pour produire dans les deux cas 5 lb. de chlore.

Reste la question de force motrice. Avec une tension électrique de 5 volts, il faut une force de 2 *et* 1/2 *chevaux-vapeur pour dégager* 1 *lb. de chlore par heure* (le voltage théorique est de 2,3, mais il faut compter, en pratique, sur 3,4 à 5 volts pour tenir compte de la décomposition de l'électrolyte). Il faut donc, pour dégager 5 lb. de chlore, une force de 12,5 chevaux-vapeur, ce qui correspond, comme consommation de charbon aux chaudières, à 5 lb. par cheval et par heure, soit pour 12,5 chevaux, 62,5 lb. de houille, valant 2 $ la

tonne représentant une dépense de $ 0,063. Les réparations et la main-d'œuvre constituent des frais restreints, l'installation étant entièrement automatique ; ils représentent une dépense, par 5 lb. de chlore dégagées, de 4,3 cents, de sorte que le prix de revient est de :

		Pour 5 lb.	Pour 1 lb.
Prix du sel	cents.	4,5	0,9
Force motrice.....	—	6,3	1,265
Main-d'œuvre et réparations.....	—	4,3	0,86
TOTAL.....	cents.	15,1	3,025

ce qui correspond, en mesures métriques, à un prix de revient de 34 *centimes par kilogramme de chlore dégagé.*

On peut envisager aussi, comme sous produit, l'extraction de la soude caustique mise en liberté par la réaction, ou tout au moins l'emploi de cette solution alcaline pour détruire l'acidité des tailings qu'on pourrait se procurer et qu'on traiterait par cyanuration.

VII. — DÉCANTATION A LA MINE CROWN DEEP

(TRANSVAAL)

On sait que le premier moulin de cyanuration a été monté dans l'Afrique du Sud dansle but de traiter les tailings, abandonnés par les moulins californiens, installés dès les premiers jours sur les gîtes d'affleurement. C'est la Compagnie du *Rand Central* qui en fit le plan et le montage près de la mine *Robinson*. Comme c'était la question de *filtration des slimes* qui constituait la difficulté maîtresse, on pensait la résoudre en provoquant une agitation mécanique de la pulpe dans les cuves de dissolution, en l'accompagnant d'une succion au-dessous du double fond filtrant pour activer le passage des solutions.

Ce premier essai ne fut pas couronné de succès ; les filtres se bouchaient rapidement par suite du remplissage du tissu par des boues fines : il fallait trouver autre chose.

C'est alors que M. *J.-R. Williams* imagina, à la Crown Reef, de remplacer la *filtration* par la *décantation*, après un contact suffisamment prolongé des slimes *avec des solutions très faibles de cyanure*, et de faciliter la précipitation des boues fines par une *addition de chaux*. La voie ainsi ouverte ne tarda pas à être suivie par toutes les grandes installations similaires, et ce procédé est devenu aujourd'hui classique dans le Rand.

En ce qui concerne l'agitation des matières, on débuta par des *agitateurs mécaniques* qui avaient pour but de provoquer la dissolution de l'or avant la décantation; mais on ne tarda pas à reconnaître les inconvénients de ce brassage, qui n'arrivait pas à empêcher les matières de se coaguler en gâteaux imperméables dans le fond. L'agitation par l'air comprimé ne réussissait pas mieux. La vraie solution a consisté à provoquer le mélange continu *en pompant les solutions à la base de la cuve*, au moyen de pompes centrifuges de forme appropriée, en les *rendant à sa partie supérieure*. On assurait aussi, par ce procédé, *l'aération des pulpes*, aération qui joue, nous l'avons vu, un rôle capital dans le bon rendement du procédé.

Addition de la chaux. — L'addition de la chaux, dans la proportion de $2^{kg},5$ à 3 kilogrammes par tonne de slimes, calculés secs, exige d'abord que l'on connaisse la teneur de la pulpe en slimes. Voici comment on opère pour déterminer ce chiffre.

On prend un récipient d'une contenance connue et on détermine son poids dans les conditions suivantes. Appelons :

a) Poids du récipient plein d'eau pure ;

b) Poids du récipient plein de pulpe à traiter ;

c) Poids des slimes de *b*, filtrés et séchés ;

d) Poids spécifique de *c* ;

Si on ajoute le poids *c* de slimes sec à celui de *a*, la densité *d* est déterminée par la relation :

$$d = \frac{c}{a + c - b}.$$

C'est la méthode classique du flacon.

Si, par exemple, le récipient (en général une bouteille) pèse 1.500 grammes plein d'eau, que cette même bouteille pèse 1.650 grammes une fois pleine de pulpe et qu'on ait un poids de 250 grammes pour la pulpe sèche, le poids spécifique de cette pulpe est de :

$$\frac{250}{1.500 + 250 - 1.650} = 2,50.$$

Marche des opérations. — La pulpe sortant des classificateurs hydrauliques contient de 2,5 à 5 0/0 de slimes. On la fait passer, avant de l'admettre dans les cuves, dans de grands décantateurs en forme de pyramide renversée qui la concentrent à 7,5 au minimum et à 12 0/0 au maximum. Le trop plein de cette décantation est composé d'eau, pratiquement considérée comme claire, qui est renvoyée au réservoir extérieur.

La pulpe arrive au centre de la cuve en chargement par un tuyau plongeant et le trop plein, de forme circulaire, assure l'écoulement sur tout le pourtour. On obtient ainsi une nouvelle décantation qui dure pendant toute la période de chargement de la cuve, c'est-à-dire de six à douze heures, suivant les dimensions. Le fond de cette cuve est conique et muni d'un robinet de décharge.

FIG. 259. — Une usine de cyanuration dans le Rand.

Quand la charge est complète, on met un autre réservoir en route, et on laisse le précédent se reposer pendant trois à douze heures, suivant la nature de la pulpe.

L'addition de la chaux ne s'effectue pas dans les cuves ; on l'a introduite, automatiquement, *à la sortie des classificateurs hydrauliques* ou même *dans le mortier.*

Après cette période de repos, la pulpe qui se trouve dans la cuve se trouve diluée dans environ 4 à 5 fois son poids d'eau. On décante alors avec un siphon, tout le liquide clair qui surnage. Le résidu contient à ce moment, environ 50 0/0 d'eau.

Toutes ces opérations se font d'autant mieux que les cuves sont plus grandes. A la Crown Deep, on arrive à des diamètres de 10 mètres avec une profondeur de $4^m,20$ pour la partie cylindrique et $0^m,90$, en plus pour le tronc de cône renversé qui forme le fond. Ce sont des cuves en tôle d'acier, de 8 millimètres d'épaisseur pour la paroi cylindrique et 12,5 millimètres pour le fond conique.

Cyanuration. — On envoie alors, sous pression, par un ajutage, une solution cyanurée à un titre faible : 0,01 à 0,02 0/0 pour mettre la masse en suspension. On ajoute ainsi 4 tonnes de solution pour chaque tonne de slimes, puis, on la pompe par le fond. La pompe envoie cette pulpe cyanurée dans une cuve où elle la reprend sans cesse pendant toute la durée du traitement. Elle n'est qu'un simple moyen d'agitation et d'aération.

Quand la dissolution est jugée complète, on laisse décanter et on envoie la liqueur surnageante, après l'avoir clarifiée, aux caisses à zinc. Quant à la pulpe, si elle n'est pas épuisée, on la reprend pour une nouvelle agitation, avec des solutions cyanurées plus faibles et finalement avec de l'eau pure. Quant aux tailings épuisés, avant de les évacuer, on les laisse se décanter dans des cuves profondes de façon à ne les envoyer au réservoir à tailings qu'avec 40 0/0 *d'eau.* C'est par là en effet que se perd la majeure partie de l'eau employée dans la méthode. Les diverses lessives obtenues avec les décantations passent méthodiquement à l'opération d'un rang au-dessus dans un traitement suivant, de façon à n'envoyer aux caisses à zinc que des solutions enrichies et pas trop encombrantes.

La figure 251 montre le schéma de ces diverses opérations.

Prix de revient. — Voici le prix de revient de ce traitement à la mine Crown Deep ;

Tonnage de slimes traités (3 semaines).....	11.380 tonnes
Teneur en or, par tonne (3,157 dwts).....	4gr,80
Coefficient d'extraction actuel.....	87,49 0/0
Volume des solutions en circulation.....	21.842 m³
Teneur de ces solutions (36 grains).....	2gr,332
Or total en solution.....	50kg,935
Or retiré.....	48kg,517
Coefficient d'extraction de la solution.....	94,6 0/0
Coût du traitement par tonne de slimes.....	3fr,43
Bénéfice par tonne.....	11fr,25

On estime la consommation d'eau par cette méthode à 50 0/0 des slimes traités ; mais ce chiffre me paraît très inférieur à la réalité. Il est plus prudent de compter sur *une tonne d'eau par tonne de slimes* (poids sec), traitée.

Un résultat remarquable de l'adoption de cette méthode au Transwaal est sa répercursion sur le rendement des autres parties du moulin, ce qui était tout à fait imprévu. L'addition, *dans le mortier même*, de la chaux, coagule les fines particules d'or et les dispose à une amalgamation plus facile, de sorte que les résultats de cette amalgamation se trouvent, de ce chef, améliorés de 5 à 6 0/0. De même le dépôt rapide des troubles et la possibilité de renvoyer l'eau décantée directement aux mortiers a permis de diminuer, dans une proportion de 50 0/0, les dépenses de pompage. Enfin, la séparation complète des slimes des autres tailings, a permis d'accroître la porosité de ces derniers et de les mieux lessiver. L'augmentation de ce chef est encore de 5 0/0 environ.

Ces résultats amènent à penser qu'avec l'addition de chaux dans les mortiers on arrivera à appauvrir tellement les slimes qu'il est douteux que ces matières vaillent la peine d'être soumises à un traitement ultérieur en vue de l'extraction de l'or qu'elles pourraient contenir encore. Tel est, du moins, l'avis de M. James (Cyanide Practice). Toutefois, on verra plus loin, que les slimes à 2 dwts (3gr,11) laissent encore des bénéfices appréciables.

Prix de revient du procédé de décantation dans le traitement des slimes du Rand. — La pompe centrifuge est l'appareil généralement adopté dans tout le Rand pour la circulation

et les transports des solutions plus ou moins chargées de slimes. Cette pompe a, sur tous les autres appareils. et notamment sur les

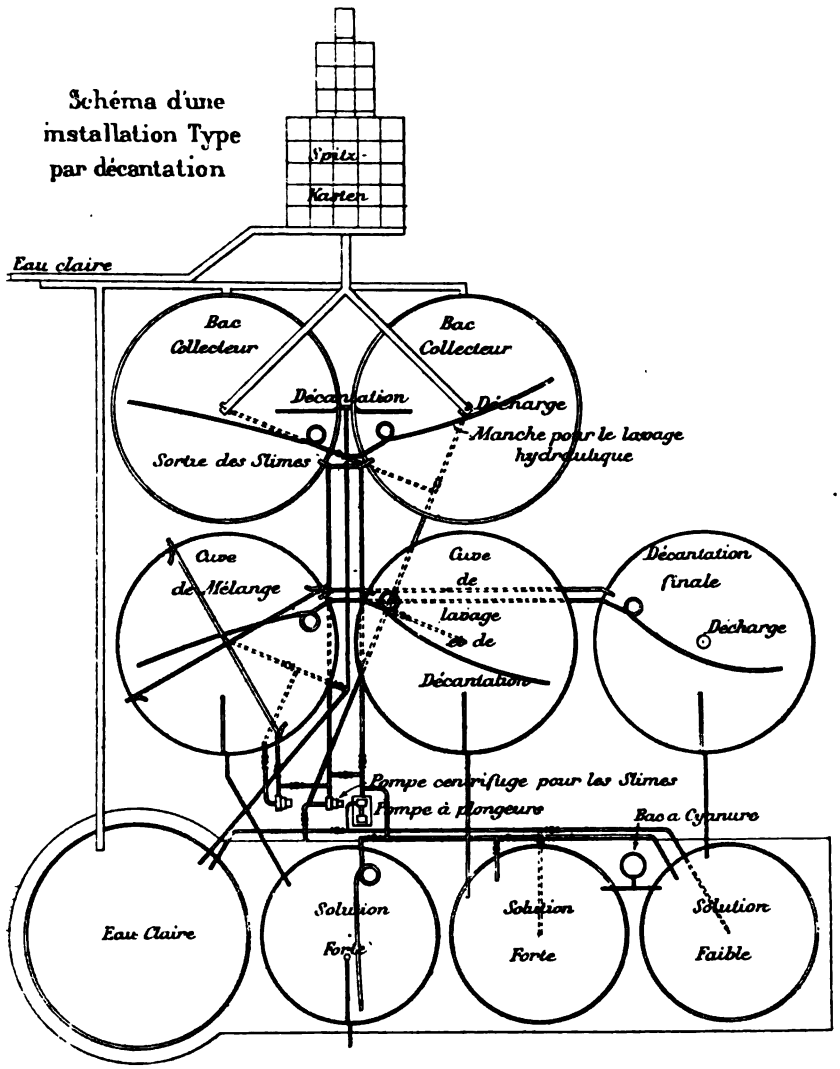


Fig. 251. — Méthode du Rand.

pompes à piston plongeur (qui ont un rendement mécanique bien supérieur), les avantages suivants :

1° Simplicité et sécurité de marche ;

2° Débourbage énergique des slimes agglomérés, agitation et aération des liqueurs ;

3° Suppression complète des soupapes et des clapets ;

4° Coût d'achat moindre, frais d'entretien moindres aussi et plus grande propreté dans la salle des pompes ;

5° Grande capacité de débit et par conséquent plus grande rapidité dans les opérations ;

6° Possibilité d'appliquer des moteurs électriques sans engrenage intermédiaire.

Le coût du pompage est réglé par la formule suivante :

$$C = KH + 9{,}9\,E$$

dans laquelle :

C = Le coût, en pences, par tonne de 2.000 livres,

K = Le coût du cheval-vapeur, par heure, aussi en pences ;

H = La hauteur du pompage estimée en pieds ;

E = Le rendement mécanique de la pompe, déduction faite du frottement dans les tuyaux.

D'après les essais récents, en comptant le prix de revient du cheval-heure à 1 et 1/2 d., on peut estimer comme suit, dans les installations les plus perfectionnées du Rand, les frais de pompage :

0,1 d. par tonne pour le transport horizontal des pulpes additionnées d'eau ;

0,2 d. pour la décharge finale des résidus ;

1,15 d. pour le pompage des solutions ;

0,4 d. pour pomper l'eau sous pression pour hydrauliquer et décharger les cuves contenant des matières épuisées.

D'autre part, on peut fixer à 1,5 d. le coût de la précipitation de l'or contenu dans une tonne de solution, ce prix comprenant la consommation de zinc, les frais de récolte et les frais de fusion, mais ne couvrant, pas par contre, les frais de main-d'œuvre de ces diverses opérations.

Dans les conditions actuelles, le prix de revient de 30 *pences par tonnes de slimes traités peut être considéré comme très satisfaisant.* Dans ce prix, les frais de pompage et de précipitation entrent pour 6,5 pences, ce qui laisse une différence de 23,5 d. qui constitue

une somme constante à ajouter aux dits frais de pompage et de précipitation lesquels varient suivant le degré de richesse des slimes, ainsi qu'avec la proportion d'eau qu'il faut leur ajouter pour les évacuer. Ce n'est évidemment qu'une estimation approchée, mais elle diffère peu de la réalité.

Le capital immobilisé dans une installation de cyanuration est, naturellement, proportionnel au nombre de cuves que nécessite la méthode : mais la capacité des cuves est réglée jusqu'à un certain point par l'importance des quantités traitées.

Le nombre de cuves n'est en effet *nullement proportionnel au nombre des pilons*. Comme toutes ces cuves sont en général construites sur un plan uniforme, on doit en prévoir un nombre suffisant pour que, dès que le traitement est terminé dans l'une d'elles, on puisse commencer dans la suivante. Une installation pour le traitement des slimes produits par un moulin de 100 pilons exige *deux cuves collectrices*, tandis qu'une usine de 300 pilons n'en réclame que trois. Le nombre de cuves de traitement est par contre *directement proportionnel à la quantité de pulpe traitée*.

Pour un moulin de 200 pilons par exemple, ayant une capacité de traitement d'environ 8.000 tonnes de slimes par mois. Il est nécessaire de disposer d'environ 1.050 pieds cubes de capacité de cuves par tonne de slimes traités par jour. Pour un moulin de 100 pilons, ce chiffre est porté à 1.250 pieds cubes. Ces proportions sont fixées en supposant qu'on emploie la méthode des deux lavages *avec un rapport de solution à slimes* de 3,5 : 1. S'il faut donner trois lavages, la capacité des cuves doit être augmentée d'environ 27 0/0.

Si on prend comme terme de comparaison un moulin susceptible de traiter 4.000 *par mois*, par la *méthode des deux lavages*, avec un rapport de solutions à slimes de 3,5 : 1 en donnant à cette installation le coefficient 100 et en fixant l'intérêt et la dépréciation du capital d'installation, réduit en pences par tonne traitée, à 12,35 d., les coefficients correspondants, pour une proportion de solution à à slimes de 2,5 : 1, seraient respectivement de 85 et 10,50. Pour le rapport 5 : 1, les coefficients sont 122 et 15,07. Pour *trois lavages* avec le rapport solution à slimes 3,5 : 1, les coefficients sont 127 et 15,68 ; pour le rapport 2,5 : 1, 107 et 13,21 ; et enfin pour le rapport 5 : 1, 157 et 19,39.

Pour une installation de 8.000 *tonnes par mois*, toujours avec le *lavage en deux fois* et le rapport solution à slimes 3,5 : 1, l'intérêt et la dépréciation tomberaient à 10,08 d. par tonne ; avec la proportion 2,5 : 1, on aurait 8,57 d. Pour trois lavages avec la proportion 3,5 : 1, le coefficient remonte à 12,80 d. ; à la proportion 2,5 : 1, il devient 10,78 d., et à la proportion 5 : 1, il arrive à 15,82 d. Dans tous ces calculs, l'intérêt du capital engagé est pris à 4 0/0 l'an et la dépréciation à 9 0/0.

Le prix d'une installation moderne pour le traitement de 8.000 tonnes de slimes par mois est environ de 31,000 livres £.

Bénéfices du traitement des slimes à 2 dwts. — Appliquons les chiffres qui précèdent au traitement des slimes contenant 2 dwts à la tonne :

1° *Méthode classique* de lavage avec le rapport de la solution aux slimes, 3,5 : 1, et précipitation de la solution riche seulement :

Extraction à 83,2 0/0	83,20 d. par tonne
Frais de traitement	30 —
	53,20 d. par tonne

2° Même méthode que pour le 1°, mais précipitation des deux solutions :

Extraction à 84,26 0/0	84,26 d. par tonne
Frais de traitement	34,02 —
Bénéfice	50,24 d. par tonne

3° Deux lavages : rapport de solution à slimes 2,5 : 1 et précipitation seulement de la solution riche :

Extraction à 76,80 0/0	76,80 d. par tonne
Frais de traitement	28 —
Bénéfice	48,80 d. par tonne

4° Deux lavages : rapport, 4,5 : 1, une solution seulement précipitée :

Extraction à 85,67 0/0	85,67 d. par tonne
Frais de traitement	32 —
Bénéfice	53,67 d. par tonne
Intérêt et dépréciation supplémentaires	1,51 —
Bénéfice net	52,16 d. par tonne

5° Trois lavages : rapport 3,5 : 1 ; une seule solution précipitée :

Extraction à 87,36 0/0	87,36 d. par tonne
Frais de traitement	30,85 —
Différence	56,51 d. par tonne
Intérêt et dépréciation supplémentaires	2,72 —
Bénéfice net	53,79 d. par tonne

On voit donc qu'il n'y a pas un grand avantage pratique à faire trois lavages plutôt que deux. Si on traite séparément des slimes riches, la méthode qui donne le meilleur résultat est celle des trois lavages avec le rapport 3,5 : 1, la première solution seule étant précipitée.

On peut de cette façon atteindre une extraction de 89,70 0/0 dans des slimes tenant 12 dwts, c'est-à-dire obtenir une valeur de 538,20 d. par tonne, avec des frais ne dépassant pas 30,85 d. La méthode classique des deux lavages avec le rapport 3,5 : 1, dans des slimes à 2 dwts, laisse un profit de 53,2 d. par tonne. Si la proportion de slimes ordinaires aux slimes riches était de 3 : 1, et que les deux qualités soient traitées séparément par la méthode la plus avantageuse, le profit moyen serait de 13 sh. 10,08 d. ; si elles étaient, au contraire, mélangées et traitées par la méthode classique des deux lavages, le bénéfice serait de 13 sh. 4,51 d. par tonne. Par la méthode des trois lavages, il serait de 13 sh. 10,48 d. par tonne.

Dans ces conditions, l'avantage du lavage triple sur le lavage double est évident.

Conclusion. — 1° Pour le traitement des slimes à basses teneurs, le procédé classique actuellement en usage dans le Rand est très satisfaisant et arrive à extraire *plus de* 90 0/0 *de l'or* contenu dans des slimes ayant une *teneur totale de 2 dwts.*

Les frais de traitement peuvent être facilement réduits à moins de 2 sh. par tonne traitée dans une grande installation et, si on y ajoute l'intérêt à 4 0/0 et l'amortissement à raison de 9 0/0 par an du coût de l'installation, on couvre l'ensemble de ces frais supplémentaires une somme inférieure à 1 sh. par tonne ;

2° La meilleure proportion pour le rapport du poids de la solution et celui des slimes est d'environ 3.5 : 1 ;

3° Il n'y a aucun intérêt pour des slimes pauvres à 2 *dwts*, à procéder à plus de deux lavages par la solution cyanurée ;

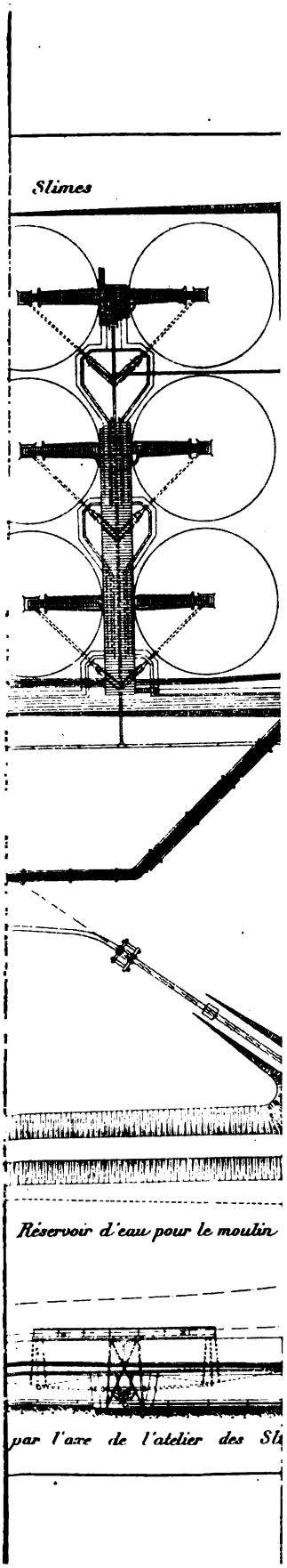
4° Pour des slimes contenant 4 *dwts d'or par tonne*, la méthode dite des trois lavages est la plus avantageuse ;

5° Une extraction de 98,3 0/0 de l'or contenu dans un slime ayant une teneur de 20 *dwts* est possible en employant trois lavages avec la proportion de 3,5 : 1 et en passant aux caisses de précipitation les deux premières solutions ;

6° Il est extrêmement important de dissoudre le plus possible d'or dans la première opération ;

7° Il n'est avantageux de passer aux caisses de précipitation la seconde solution que lorsque la teneur dépasse 12 dwts à la tonne de slimes ;

8° Les slimes *riches et pyriteux* se traitent plus avantageusement en *mélange avec des slimes ordinaires*, plutôt que *séparément*.


Slimes
Réservoir d'eau pour le moulin
par l'axe de l'atelier des Sl

VIII. — GRILLAGE ET BROYAGE A SEC A KALGOORLIE

AUSTRALIE OCCIDENTALE

La découverte de différentes combinaisons tellurées dans les filons de Kalgoorlie a obligé les exploitants à se livrer à de nombreuses recherches, pour arriver à une méthode satisfaisante de traitement. Les tellurures se réduisant, avec une facilité déplorable, en slimes légers, étaient entraînés en proportions considérables par le courant d'eau dans les moulins d'amalgamation ordinaires, échappaient à la concentration, et, étant pratiquement insolubles dans les liqueurs cyanurées, étaient évacués avec les résidus.

La fusion de ces matières avec des minerais plombeux était certainement une solution excellente, mais pratique seulement pour des minerais très riches, pouvant supporter les frais de transport jusqu'aux usines qui pouvaient les introduire dans leur lit de fusion. La chloruration était une solution à écarter de prime abord. car les analyses des minerais indiquaient la présence, dans nombre de cas, d'une proportion de carbonate et de sulfate de chaux pouvant aller jusqu'à 20 0/0. On essaya aussi de la cyanuration après grillage et refroidissement. Malheureusement la présence du sulfate de chaux faisait faire prise à la pulpe après sa cuisson et la rendait absolument imperméable. Il était impossible de décharger les cuves après que les matières s'y étaient ainsi collées en un bloc solide et compact.

Composition chimique du minerai. — La composition chimique du minerai varie considérablement suivant les étages. Très calcaire près de la surface, il devient siliceux au fur et à mesure de l'approfondissement des travaux.

Voici dans quelles limites varient ces différents éléments :

Silice	40 à 60 0/0
Alumine	13 à 16 0/0
Sulfure de fer	6 à 10 0/0
Peroxyde de fer	7 à 10 0/0
Carbonate de chaux	15 à 20 0/0
Magnésie	4 à 7 0/0

avec traces de cuivre, plomb, zinc, arsenic, etc.

Il n'y a, pratiquement parlant, *pas d'or libre*, le métal précieux est combiné en entier avec le tellure.

Four de grillage de Merton. — Ce four comporte trois soles superposées sur lesquelles le minerai est avancé mécaniquement

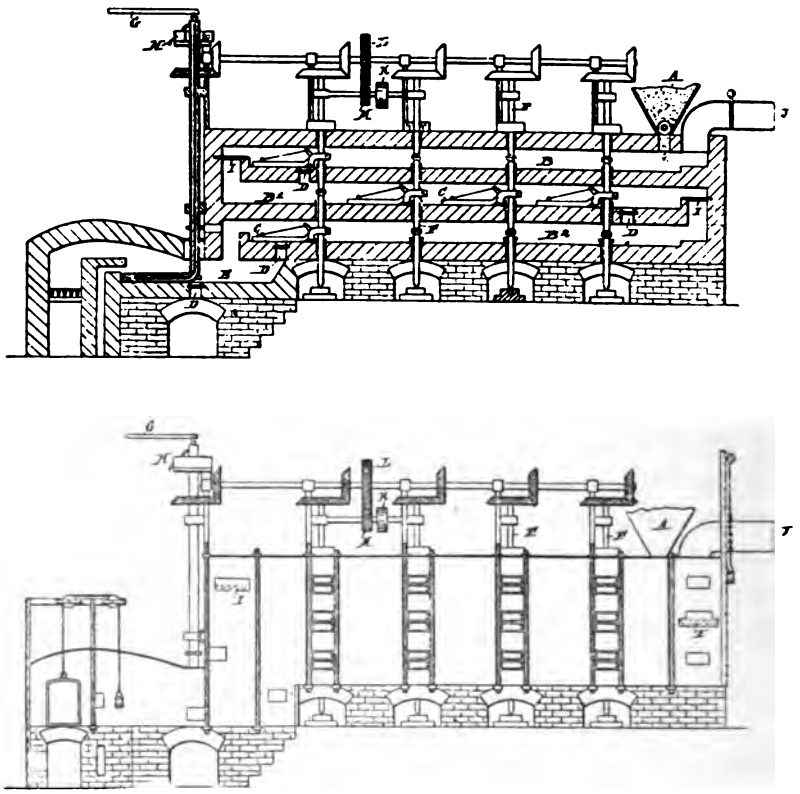


Fig. 252. — Four de grillage Merton, à trois soles.

par une série de râteaux. A cet effet quatre axes verticaux munis de bras, traversent le four dans son entier et tournent sur des crapaudines placées en dehors du four, ainsi que le montre le dessin de la figure 252.

Dans ces conditions, il n'est pas nécessaire de les refroidir. Chacun de ces axes est mis en mouvement par une roue d'angle engrenant avec des pignons portés par une transmission centrale. La vitesse de rotation de ces axes est de 1 et 1/2 à 2 révolutions par minute ; on

va même jusqu'à 3 pour les minerais qui se grillent vite. Un bras métallique est fixé au niveau de chacune des soles et placé de façon à râbler et à avancer dans le sens général de l'écoulement des matières, le minerai qui lui est envoyé par le râble précédent. Ces bras sont placés dans des positions parallèles, sauf le dernier, qui est ajusté, au contraire, à angle droit.

La forme et le profil de ces râbles varie selon la nature des minerais à griller. Ils ont parfois la forme d'un soc de charrue, l'angle de ce soc avec la sole pouvant d'ailleurs varier à volonté. La sole où s'opère le grillage à mort, c'est-à-dire celle qui est placée le plus près du foyer, porte un râble de forme spéciale plus grand que les autres et qui peut être refroidi par un courant d'eau ainsi que le montre la coupe mais ce dispositif n'est pas toujours indispensable. L'ensemble du four est garni de fortes armatures en tôle de 6 millimètres réunies par des tirants et des fers à U. La longueur totale du four, hors œuvre, est de 10 mètres, la longueur de la sole étant de $6^m,40$ et sa largeur de $2^m,40$. Sa hauteur totale, sous voûte, est de $1^m,80$ et la hauteur de chacune des voûtes sur la sole correspondante, est de $0^m,42$ au centre et de 18 centimètres aux piédroits. L'épaisseur de la voûte à sa clé est de 12 centimètres. Quatre portes de service à chaque étage desservent chacune des soles, mais il n'y a qu'une seule porte sur la sole inférieure, où les matières reçoivent le coup de feu.

Le minerai est envoyé dans le four par une trémie placée à l'extrémité de la sole la plus froide, et il est aussitôt étendu en couches minces par les râbles. Bien que ces derniers n'aient qu'une motion circulaire et qu'il paraisse y avoir des parties sur lesquelles ils n'aient aucune action, on a reconnu que le minerai qui n'est pas saisi par les râbles est néanmoins constamment déplacé et poussé en avant par le poids du minerai entraîné à chaque révolution des râbles. Le minerai est déchargé par le quatrième râble de chaque sole à travers une ouverture réservée près de l'axe. On peut ainsi, avec des fours de ce genre, calciner progressivement le minerai et on règle à cet effet la chaleur sur chaque foyer au moyen de registres appropriés, qui permettent d'envoyer les gaz chauds à la cheminée sans les faire circuler sur toutes les soles.

Les fours Merton se sont beaucoup répandus dans les mines du district de Kalgoorlie. A la mine *Associated*, par exemple, ils ont

remplacé tous les autres systèmes employés dans le même but. Il en a été de même à la mine *South Kalgoorlie*, à *Oroya Brown Hill*, au *Great Fingall*, etc.

Le coût des appareils mécaniques, nécessités pour un four de ce genre et qui pèsent environ 12 tonnes, est de £ 530 f. o. b. Melbourne. Il comprend la redevance à l'inventeur. Il faut ajouter à cette somme £ 25 pour le chargeur automatique, si on le désire. La maçonnerie de briques exige 10.000 briques ordinaires et 3.000 briques réfractaires. Le prix du montage varie naturellement beaucoup suivant les endroits, mais on peut l'estimer, non compris les carneaux et la cheminée, à environ £ 150 par four.

La dépense de force motrice est estimée environ 1 ou 2 chevaux, et les frais d'entretien et réparation ne dépassent pas 0 fr. 10 par tonne de minerai traité.

Voici quelques chiffres qui fixeront les idées sur la capacité de production de ces fours :

Avec les minerais sulfurés et tellurés de Kalgoorlie, on grille de 18 à 25 tonnes par vingt-quatre heures. Les blendes, contenant 33 0/0 de zinc, 20 0/0 de soufre et 19 0/0 de plomb, dans lesquelles on ramène la teneur en soufre à 1 1/2 0/0, sont grillées à raison de 8 à 10 tonnes par jour;

Les pyrites de fer, de 6 à 15 tonnes;

Les pyrites de cuivre, environ 10 tonnes;

Les pyrites arsénicales, de 5 à 8 tonnes; etc., etc.

Prix du grillage. — Le prix du grillage dépend essentiellement des conditions locales du coût de la main-d'œuvre, des combustibles, etc.

Un homme suffit pour la surveillance de six fours. La nature du minerai a aussi une influence sur le prix de revient, car certains d'entre eux contenant peu de sulfures demandent plus de combustibles que ceux qui brûlent d'eux-mêmes une fois l'opération commencée.

A la Great-Boulder, dans le district de Kalgoorlie, où une batterie de six fours de ce genre est employée, le salaire par journée de huit heures étant de $ 3 et le bois à brûler valant $ 3,48 par tonne, le prix de revient du grillage dans les fours Merton est d'environ 3 *fr.* 60 *par tonne de minerai.*

Broyage à sec. — Dans le district de Kalgoorlie, le broyage à sec s'exécute au moyen de deux sortes d'appareils : des moulins à boulets et des moulins Griffin.

Pour le broyage avec addition d'eau, on utilise des moulins Huntington comme broyeurs et des tube-mills comme finisseurs.

Les moulins à boulets ont donné toute satisfaction pendant de nombreuses années dans les mines suivantes :

Associated Kalgurli, *Hannan's Star* et *Boulder Main Reef*, tandis que le moulin Griffin était exclusivement employé aux mines *Persévérance*, *South Kalgoorlie* et *Great Boulder Proprietary*.

Il est intéressant de comparer le rendement effectif de ces deux sortes d'appareils dans deux mines voisines traitant des minerais identiques, ainsi que c'est le cas pour les deux mines Great Boulder Proprietary (Griffin) et Boulder Main Reef (Moulin à boulets).

Comparaison des Moulins à boulets et des Griffin. — La comparaison des frais *purement techniques*, c'est-à-dire non compris les frais généraux d'entretien, etc., n'est pas aussi facile à faire exactement qu'on le pourrait croire, parce que, dans ces grandes installations, la force motrice peut être produite à un prix de revient très variable si le tonnage général par lequel on divise les dépenses, n'est pas le même dans les deux cas.

Le moulin Griffin est un instrument compact et propre. Il occupe seulement le tiers de la surface nécessaire pour un moulin à boulets, mais ce n'est là qu'un avantage secondaire.

En comparant le rendement de ces deux appareils, il convient de noter d'abord que le Griffin ne peut guère recevoir que des matières concassées au moins à la grosseur d'une noix, tandis que le moulin à boulets admet un concassage d'entrée plus grossier; on a reconnu par exemple, que dans des moulins à boulets du Boulder Main Reef, le minerai envoyé à ces appareils contenait une proportion de 75 0/0 de morceaux qui ne pouvaient pas passer à travers un tamis percé de trous ronds de 5 centimètres de diamètre, et 3 0/0 de ces mêmes charges étaient refusés au criblage de 15 centimètres ronds. Malgré la grossièreté de ce concassage, chacun des moulins passait régulièrement 33 tonnes par jour.

Un défaut des moulins Griffin, c'est leur surface de tamisage réellement trop faible. Le minerai pulvérisé est aspiré à travers les

tamis par un ventilateur Sturtevant, et l'ensemble de tout ce mouvement compliqué tournant à de grandes vitesses, il en résulte une usure et un entretien considérables.

Sur les 12 moulins Griffin installés à la Great Boulder Proprietary, il n'y en a jamais plus de 10 qui marchent ensemble, les autres sont en réparation. Les parties exposées à l'usure, c'est-à-dire les bagues des meules et leurs socs, coûtant respectivement $ 15,60 et $ 10,08, demandent à être changées tous les huit jours, tandis que les bagues de roulement, coûtant chacune $ 18,2 et le corps même des meules coûtant chacune $ 15,12 durent seulement six à huit semaines. A la mine *South Kalgoorlie*, les bagues sont remplacées en moyenne tous les deux mois et coûtent 48 dollars, valeur du matériel seulement. Les poulies motrices sont aussi soumises à des efforts considérables et demandent à être changées deux fois par an. La force motrice nécessaire est de 20 chevaux indiquée, par moulin, avec un rendement de 1,25 tonne par heure de marche.

On admet maintenant d'une manière générale que le moulin à boulets est, en tant qu'appareil pour le broyage à sec, *supérieur à tous ses rivaux*, tant par son bas prix de revient que par l'excellence du produit qu'il donne, en vue du grillage ultérieur à lui faire subir. La surface de tamisage est énorme et amplement suffisante pour assurer la décharge du minerai, aussitôt qu'il a atteint le degré de finesse nécessaire. Ces tamis sont soumis, par suite du mouvement de révolution qui les entraîne, à des secousses qui les nettoient et qui les maintiennent toujours aptes à leurs fonctions. Le coût de l'entretien est extrêmement modéré, un seul boulet d'acier neuf, pesant 8 kilogrammes, étant introduit chaque jour dans le moulin avec la charge de minerai pour remplacer l'usure produite dans le travail. Les autres parties exposées à l'usure sont les plaques sur lesquelles roulent les boulets et les faces latérales qui durent de sept à huit mois et qui coûtent $ 8,64 rendues à la mine. Les courroies, à la Boulder Main Reef, sont en poil de chameau ; elles ont été en service continu depuis plus de quatre ans et demi et sont encore en parfait état.

Chaque moulin fait exactement 25 révolutions par minute, exige environ 24 chevaux indiqués et donne un rendement dépassant 1 et 1/2 tonne par heure.

Le poids total de ces moulins à boulets varie de 1.000 à 1.100 kilogrammes.

En examinant le produit sortant des moulins à boulets de la Boulder Main Reef, dans laquelle le tamisage se fait au tamis 20-mesh, on a obtenu les résultats suivants comme composition de ces matières :

		TENEUR EN OR		
		Oz	Dwt	Gr
Refus du tamis 40-mesh,	24,1 0/0.....	0	7	20
Entre 40 et 60-mesh,	9,4 0/0.....	0	11	18
— 60 et 80 —	6,2 0/0.....	0	13	7
— 80 et 100 —	6,6 0/0.....	0	17	0
— 100 et 150 —	3,2 0/0.....	0	18	7
— 150 et 200 —	4,2 0/0.....	0	18	7
200 et au-delà	46,3 0/0.....	1	0	6

On voit donc que le tamisage produit au point, de vue seulement de la teneur en or, deux qualités : la première composée seulement de morceaux de quartz dur et comparativement pauvre, tandis que la seconde, les fines, contient la majeure partie du métal précieux à cause de la friabilité des sulfures et des tellurures.

Les moulins Griffin, même avec un numéro de tamis de décharge plus gros, donnent un produit beaucoup plus fin. Par exemple, le moulin Griffin à la Great Boulder Proprietary, avec un tamis de 15 à 18-mesh, produit une poudre impalpable dont 75 0/0 traversent un tamis n° 150. On prétend bien que le travail supplémentaire, que l'on demande au concassage préalable, avant d'envoyer les matières au moulin Griffin, est compensé par une diminution correspondante de travail dans les pans *Wheeler* au moment du traitement des slimes; cette observation, quoique juste en principe, n'empêche pas de reconnaître qu'un broyage très fin avant le grillage est un désavantage indéniable. Une certaine proportion de morceaux d'un diamètre supérieur est toujours avantageuse, parce qu'elle permet à l'atmosphère oxydante d'agir d'une façon plus effective sur les fines particules de sulfure, en même temps qu'elle s'oppose à l'agglomération des matières qui se produit si fréquemment quand on grille des matières très fines ou impalpables.

D'après la pratique actuelle, on voit qu'un pan Wheeler de $1^{m},50$ de diamètre passe aisément $16^{T},6$ issues du moulin Griffin et seulement 12 tonnes sortant du moulin à boulets; mais la consommation d'acier usé dans l'un et l'autre cas dans ces appareils est

toujours de 1,8 *lb.* (815 grammes) *par tonne de minerai primitif*, quel que soit le mode de broyage employé.

Il arrive aussi qu'une cartouche de dynamite, oubliée dans le minerai, fait explosion dans le broyeur; cet accident cause des dégâts bien moindres dans le moulin à boulets que dans un Griffin qui est alors mis totalement hors d'usage.

Examinons maintenant le travail du finisseur. Le tube-mill, à Kalgoorlie, est généralement garni avec des plaques d'acier ou de fonte dure de 20 à 30 millimètres d'épaisseur. Un moulin de ce genre est suffisant pour une installation de 2.000 tonnes par mois.

Avec une grosseur des matières à l'entrée ne dépassant pas le numéro 30-mesh, le travail est si parfait que 99 0/0 ou, pratiquement, pour mieux dire, la totalité du produit sortant, passe à travers le tamis 200.

Un garnissage métallique complet pèse environ 4 tonnes, dure de sept à dix mois et coûte $ 394, rendu sur la mine.

La charge de cailloux, en silex dur, varie de 4 à 6 tonnes, et 50 kilogrammes environ de ce silex sont consommés par le broyage de 100 tonnes de minerai passé dans l'appareil.

Un moulin de ce genre nécessite une force motrice variant de 18 à 35 chevaux, suivant ses dimensions, tourne à 30 tours par minute et rend, lorsqu'il travaille d'une façon convenable, une note grave et sourde, caractéristique, qui sert de guide pour la conduite du travail. On n'a pas pu jusqu'à présent utiliser le tube-mill comme appareil d'amalgamation, et l'emploi, à Kalgoorlie, de plaques de cuivre, tant dans le procédé sec que dans le procédé humide, a été reconnu absolument impossible pour les raisons suivantes : toutes les eaux qui circulent dans les moulins de Kalgoorlie sont, en réalité, des dissolutions cyanurées étendues; même l'eau envoyée dans les batteries contient une proportion de cyanure libre atteignant jusqu'à 0,03 0/0. Il en résulte que les plaques d'amalgamation sont rapidement corrodées. Ce fait se produit par exemple aux moulins de Hannan's Star, qui doivent remplacer leurs plaques de cuivre amalgamé tous les neuf mois. Il leur faut, en outre, précipiter dans les boîtes à zinc tout le cuivre dissous; il en résulte, d'abord, une dépense provenant de la destruction des plaques de cuivre et ensuite l'obtention de lingots d'or à très bas titre.

Les pans, par leur mode même d'opérer, polissent et laminent

les particules métalliques et facilitent ainsi leur amalgamation, tandis que, dans les tube-mills, les grains d'or sont aplatis et, par conséquent, leur amalgamation est retardée.

D'après M. *W.-E. Simpson*, la meilleure combinaison serait de passer les matières dans un ou deux pans pour retirer tout l'or libre et réaliser un premier dégrossissage et passer ensuite les matières au tube-mill pour produire une poudre impalpable ou slime.

On a essayé l'emploi de moulins Huntington pour pulvériser le minerai broyé; mais la présence, dans ces minerais de Kalgoorlie, de sulfate de chaux, encrasse rapidement toutes les toiles et rend le tamisage impossible.

IX. — BROYAGE A SEC AUX MINES D'HAURAKI

(NOUVELLE-ZÉLANDE)

Au début de l'exploitation des mines du district d'*Hauraki*, de 1866 à 1889, on traitait le minerai par voie humide, au moyen de pilons californiens et d'amalgamation sur des plaques en cuivre. On installa ensuite un traitement supplémentaire pour l'amalgamation des tailings dans des pans. Cette formule de traitement donna des résultats assez satisfaisants pour l'ensemble des quartz aurifères des districts de *Thames* et de *Coromandel*, dans lesquels l'or se trouve sous forme libre, parfois même visible, la proportion d'argent restant faible. Il fut, au contraire, tout à fait insuffisant pour les minerais de *Upper Thames* et du district d'*Ohinémuri*, spécialement à la mine *Waihi*.

En 1887, c'est-à-dire justement dans l'année où MM. Mac Arthur et Forrest patentèrent leur procédé de cyanuration, la Société de Waihi fut constituée, principalement par des capitaux anglais, pour exploiter les claims *Union* et *Rosemont* contigus à la Mine *Martha*. On travaillait déjà sur cette dernière mine au moyen de broyeurs à sec suivis par une amalgamation dans des pans. On décida d'appliquer cette méthode à la mine Waihi et, en 1889, on mit en marche une usine de 30 pilons traitant des minerais, préalablement séchés, au moyen de pans d'amalgamation (*fig.* 253).

Le résultat du traitement, quoique supérieur à la méthode de broyage avec courant d'eau, ne dépassait guère 60 à 70 0/0 pour l'or et 45 0/0 seulement pour l'argent. Une des grandes difficultés du broyage à sec consistait dans les torrents de poussière que dégageaient les appareils, malgré les fermetures étanches dans lesquelles on essayait de les enfermer.

Vers 1892, on ajouta 38 pilons supplémentaires, dans lesquels on essaya de nouveau le broyage avec courant d'eau, mais l'essai ne dura pas et on retourna de nouveau au broyage à sec pour le moulin tout entier. La Société, à cette époque, ne pouvait se maintenir que grâce à l'appoint de minerai riche provenant de la mine Martha, mine dont l'achat fut, pour elle un véritable coup de fortune.

L'introduction en Nouvelle-Zélande du procédé de cyanuration, qui était destiné à jouer un rôle si important dans le développement du broyage à sec, vint améliorer considérablement cette situation.

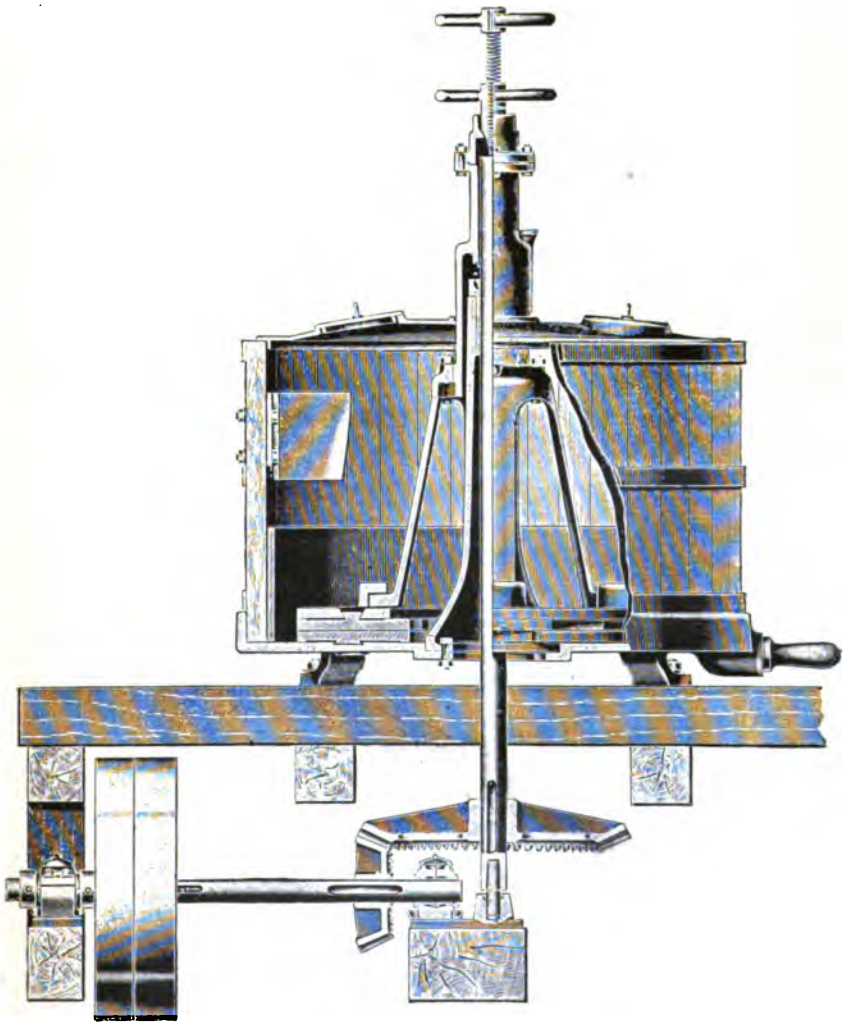


Fig. 253. — Pan d'amalgamation.

Vers 1889, la Compagnie *Crown* installa un premier petit atelier de cyanuration à la mine de *Karanghake*, sous les auspices de la *Compagnie Cassel*, qui, malgré les défauts inhérents à toute installation débutante, fut couronné de succès. La Compagnie Waihi

qui avait, à cette époque, 90 pilons en service, adopta le nouveau procédé dès le début de 1894, et les succès éclatants qui marquèrent les débuts de son installation furent le signal d'un grand développement de l'industrie minière dans tous les districts de Hauraki. La méthode de Waihi fut naturellement suivie aussi exactement que possible et le procédé de broyage à sec, suivi par la cyanuration, devint la méthode classique de toute cette région.

De nombreux moulins à broyage avec courant d'eau furent transformés en broyages à sec et toutes les nouvelles installations furent aussi construites dans le même sens.

De 1896 à 1897, le broyage à sec régna pour ainsi dire sans contestation. Toutes les batteries du district de *Ohinemuri*, y compris le nouveau moulin de 100 pilons, construit à *Waikino* par la Compagnie Waihi, étaient des broyages à sec. Cet engouement fut de courte durée.

Comparaison du broyage à sec et du broyage avec courant d'eau. — Dès 1897 M. F. *Daw*, directeur de la mine Crown, introduisit un système de broyage avec courant d'eau qui fut un succès.

Cette nouvelle orientation fut suivie rapidement par un certain nombre d'autres Compagnies et, après avoir procédé à des essais très sérieux, la Compagnie Waihi elle-même entra dans cette voie et construisit un moulin de 100 pilons à Waikino, destiné au broyage sous courant d'eau. Au début de 1902, le moulin broyant à sec de cette même usine fut réorganisé et installé pour le broyage avec courant d'eau et, au début de 1904, *toutes les installations de la mine Waihi étaient transformées en broyages avec courant d'eau*, mettant ainsi un terme au règne éphémère du broyage à sec.

D'après M. *Percy Morgan*, les avantages principaux du broyage à sec tel qu'il était pratiqué dans le district de Hauraki étaient les suivants :

1° Aucune perte de minerai pendant le traitement, sauf la question des poussières. Les pertes d'or causées par *l'or flottant* et par *l'or entraîné dans les slimes*, inséparables du procédé par courant d'eau, étaient entièrement éliminées ;

2° Le produit se trouvait dans un état tel qu'il pouvait être

épuisé par une solution cyanurée *dans une seule opération* et *sans séparation des sables et des slimes*. Il s'adaptait par conséquent, tout à fait bien, à la cyanuration des minerais quartzeux, purs, des niveaux supérieurs des mines ;

3° Même avec des minerais contenant beaucoup d'argile ou d'hématite, la *calcination préalable* de ces matières empêchait leur transformation en boues ou en slimes imperméables ;

4° La méthode obligeait à *broyer finement la totalité du minerai*, broyage absolument nécessaire pour obtenir un bon coefficient d'extraction dans les pans et dans les cuves de cyanuration.

Les défauts de la méthode étaient les suivants :

1° *Dépense* du séchage préalable ;

2° *Perte de minerai* sous forme de poussière ;

3° Le broyage à sec est *beaucoup plus lent* que le broyage sous courant d'eau ;

4° Inconvénient des *poussières pour les machines ;*

5° Inconvénient des *poussières pour la santé des hommes*, nécessitant des salaires supérieurs à ceux payés couramment dans les batteries avec courant d'eau ;

6° *Rendement moindre de la main-d'œuvre* à cause des conditions défavorables du travail au sein des poussières.

7° L'épaisseur du minerai pouvant se prêter à la filtration dans les cuves, même avec adjonction de la filtration par le vide, *ne dépassait pas* 75 *centimètres ;* elle atteignait rarement 90 centimètres.

8° Grande *difficulté de concentrer* le minerai, c'est-à-dire de le séparer en *sables* et *slimes*. Il est vrai qu'on a maintenant des séparateurs par le vent (Voir p. 110), qui permettent de réaliser cette séparation, mais leur réussite n'est pas absolument démontrée.

Il résulte en définitive de cet exposé comparatif des avantages et des défauts des deux méthodes que le broyage à sec *ne se prête pas au traitement des minerais complexes* et qu'il est par conséquent *inappliquable aux minerais sulfurés*, qui apparaissent toujours dans les niveaux inférieurs.

Le broyage à sec reste indubitablement une méthode *très simple* et *très avantageuse pour le traitement des minerais de surface* et pour la cyanuration des minerais dans lesquels l'or ne se trouve pas à l'état de combinaison rebelle, mais elle doit être *écartée* quand il s'agit de traiter des minerais *provenant des niveaux inférieurs*.

X. — LA BROMO-CYANURATION A LA MINE HANNAN'S STAR

Ce moulin, bien qu'il ne traite qu'une quantité assez faible de minerai (environ 60 tonnes par jour), est installé d'une façon économique, et son rendement est satisfaisant.

Nature des minerais. — Le minerai, qui a une teneur variant de 10 à 15 dwts (15,5 à 23 grammes) à la tonne, est versé directement des wagons de la mine sur une grille inclinée, avec écartement des barreaux de 36 millimètres. Cette grille sépare le menu des gros, qui sont broyés dans un concasseur Blake-Marsden. Le minerai concassé, ainsi que celui qui a traversé la grille, tombe dans des wagons. Cette installation étant placée sur le sol de l'usine, il faut remonter les wagons au moyen d'un monte-charge à double cage qui amène les matières dans une trémie de distribution placée au-dessus des broyeurs.

Ceux-ci sont constitués par deux moulins à boulets n° 5, qui consomment chacun 18 chevaux de force pour réduire les minerais au tamis 30 ou 35-mesh. Le séchage préalable n'est pas nécessaire. On broie ainsi 30 tonnes par jour et par appareil, avec une consommation de 225 *grammes d'acier par tonne passée*. Ceci s'applique aux minerais durs, des niveaux inférieurs. Avec les oxydés de surface le rendement de chaque moulin peut atteindre 50 tonnes, avec une usure d'acier notablement moindre.

Le minerai sortant des moulins à boulets est élevé de 9 mètres par un élévateur à courroie, suivi d'un transporteur à vis, qui décharge la matière dans un malaxeur muni de bras, où il est humecté avec une solution légèrement cyanurée de façon à former une pâte fluide. Un échantillonnage automatique est fait sur ce parcours.

La pulpe sortant du malaxeur se rend dans un hydro-classeur A, qui la divise en deux portions :

a. Sables et particules lourdes contenues dans le minerai ;

b. Slimes.

La portion *a* passe sur une table d'amalgamation en cuivre, qui retient environ 15 0/0 de l'or total. A leur sortie de la table, les matières sont reçues dans quatre spitzkasten à trois compartiments

B, où ils prennent de la consistance. Le trop-plein de ces spitzkasten traverse ensuite un bac de décantation où se déposent les derniers slimes et l'eau claire est reprise par des pompes pour être de nouveau utilisée dans le malaxeur. Les dépôts de ce bac sont recueillis de temps à autre et traités dans les agitateurs ci-dessous décrits.

Les sables qui ont passé sur les plaques de cuivre se rendent directement dans un spitzkasten *C*, qui donne :

c. Une pulpe épaisse par sa sortie inférieure ; et :

d. Des slimes très fluides par le trop-plein.

Ces derniers sont pompéset envoyés dans un jeu de quatre hydroclasseurs qui séparent les sables fins qui peuvent avoir échappé à la séparation et qu'on renvoie sur les tables, tandis que le trop-plein retourne au système *B*, où les slimes de cette origine se confondent avec ceux provenant de la filière *A*.

La pulpe épaisse *c* passe à un tube-mill et elle est renvoyée après ce finissage aux spitzkasten *C*.

En résumé, ce dispositif méthodique a pour résultat que *tout le minerai est réduit en slimes et sort à cet état par le trop-plein de B*, après séparation, sur les plaques, de l'or libre à l'état d'amalgame.

Ces pulpes sortent de *B* déjà épaissies, c'est-à-dire contenant de 40 à 50 0/0 de slimes calculés secs. Elles se rendent dans quatre grandes cuves d'agitation ayant chacune :

Diamètre.....	$6^{m},45$
Profondeur.....	$7^{m},15$

Elles sont munies d'un couvercle pour éviter les pertes de brome. Ces cuves, dont la contenance est d'environ 100 tonnes, sur lesquelles 50 tonnes sont des slimes, sont agitées pendant vingt à vingt-six heures avec une solution bromo-cyanurée.

Les slimes, calculés à l'état sec, ont une teneur à l'entrée de 7 à 10 dwts ($10^{gr},8$ à 15,5) à la tonne. Aussitôt que la charge est complète, on évalue sa teneur en slimes secs, et on ajoute une solution concentrée de KCy pour amener la solution à la teneur de 0,15 0/0 du poids du minerai, calculé sec.

Supposons qu'on ait par exemple, une cuve contenant 40 tonnes de slimes et 60 d'eau, le titre de la solution étant de 0,05 de KCy. La quantité totale de dissolvant est donc :

$$0,05 \times 60.000^{kg} = 30 \text{ kilogrammes.}$$

Comme il faut :

$$0{,}15 \times 40.000^{kg},00 = 60 \text{ kilogrammes de KCy,}$$

pour obtenir le titre convenable, il faut ajouter, sous forme de solution concentrée, une quantité de 30 kilogrammes de KCy.

Deux heures après cette mise au point, on ajoute la solution de bromure de potassium, à raison de 0,04 0/0 du poids des slimes secs. On soumet à une agitation de vingt-quatre heures; après quoi on passe le tout aux filtres-presses.

Deux heures avant la fin, on ajoute environ 2 kilogrammes de chaux par tonne de slimes secs.

Le passage dans les filtres-presses se fait au moyen d'un monte-jus. Ces filtres-presses, qui sont construits pour la plupart par la Maison Dahne, reçoivent d'abord les slimes, puis on les fait traverser par un premier lavage avec une solution faible et enfin par un lavage final à l'eau pure.

La précipitation s'opère dans des caisses à zinc, qui n'offrent rien de particulier.

Le finissage, dont il a été parlé plus haut s'opère au moyen d'un tube-mill ayant les dimensions suivantes :

Longueur.....	$5^{m},10$
Diamètre intérieur.....	$1^{m},20$

Il consomme une force de 25 à 30 chevaux et peut réduire en slimes 65 tonnes par vingt-quatre heures. Ces chiffres correspondent, comme prix de revient de ce broyage finisseur, à 1 franc par tonne, le coût de la force étant de 1 fr. 75 par heure, et la force consommée par tonne produite, de 0,425 cheval-vapeur.

L'usure du moulin revient à 0 fr. 15, de sorte que le coût total de ce finissage ne dépasse pas 1 sh. ou 1 fr. 25 par tonne traitée.

Toutes les opération s'exécutent automatiquement, sauf à l'entrée pour le concassage et à la sortie pour la décharge des filtres-presses.

Main-d'œuvre. — La conduite de ce moulin demande 8 hommes seulement, à savoir : 1 chef d'équipe, 1 ouvrier aux moulins,

2 manœuvres et 4 hommes pour le service et la décharge des filtres-presses.

Consommation d'eau. — La consommation d'eau, qui est d'une importance capitale dans un pays où elle fait absolument défaut, est extraordinairement faible : 15 0/0 du poids du minerai traité.

Coefficient d'extraction. — On arrive couramment à des coefficients d'extraction du métal précieux dépassant 93 0/0, et le chiffre de 97 0/0 a été industriellement constaté.

Dépense de produits chimiques. — Avec des minerais riches contenant de 1 à 5 onces d'or, la consommation de bromure est de 453 grammes par tonne traitée et celle de cyanure de potassium de 1/2 à 2 lb (227 à 906 grammes) aussi par tonne traitée. La perte de ce dernier réactif est due surtout à la mauvaise qualité des eaux chargées de sels minéraux, notamment de sels de magnésie, qui sont cyanicides.

Prix de revient. — Le moulin de Hannan's Star a été mis en marche le 15 Mars 1900. En Juillet de la même année, il a été affermé à la Compagnie Brownhill, qui y a aussi traité, avec succès, ses propres minerais; enfin, en 1902, on y a aussi passé des minerais de *Oroya*.

Voici les prix de revient et les rendements de ces diverses opérations.

Les minerais provenant de la mine Hannan's Star ont rendu une teneur d'or extraite, de 20 grammes à la tonne de minerai sulfuré et telluré. D'après le compte rendu de MM. *James Brothers*, inséré dans le Rapport annuel de la Compagnie pour l'année 1901, le prix de revient du traitement a été de 32 *fr.* 80 *par tonne*.

Les résidus de ce traitement contenaient 1 gramme à 1^{gr},16 d'or par tonne, ce qui donne comme coefficient d'extraction le chiffre très satisfaisant de 92 0/0.

Voici une analyse des frais de traitement portant sur une quantité de 1.718 tonnes traitées en 1901.

NATURE DES DÉPENSES	DÉPENSE TOTALE			DÉPENSE PAR TONNE			
	£	sh.	d.	sh.	d.	sh.	d.
BROYAGE							
Salaires des ouvriers.....	196	19	6	2	3,52		
Force motrice et éclairage.	457	7	0	5	3,89		
Magasin et divers.....	15	5	3		1,85		
Moulins à boulets.....	19	16	0		2,78		
Tube-mill.....	10	5	0		1,43		
Usure des moulins.....	70	0	0		9,78		
Graissage et chiffons.....	6	8	4		0,88		
Total pour le broyage.....	774	1	1	9	0,13	9	0,13
CYANURATION							
Salaires des employés.....	41	13	4	0	5,82		
Salaires des ouvriers.....	280	16	8	3	3,22		
Force motrice et éclairage.	188	10	5	2	2,33		
Magasin et divers.....	37	6	2		5,21		
Graissage et chiffons.....	5	15	8		0,80		
Cyanure.....	200	15	8	2	6.90		
Bromure.....	170	14	7	1	11,84		
Laboratoire.....	23	16	3		3,32		
Eau douce et salée.....	11	1	7		1,54		
Entretien.....	12	5	0		3,10		
Réalisation de l'or.....	57	6	0		8,00		
Total pour la cyanuration..	1.040	1	4	12	4,08	12	4,08
TOTAL GÉNÉRAL.....	1.814	2	5			21	4,21

soit environ 26 fr. 80 par tonne traitée.

Les résultats du traitement des minerais de la mine Brownhill sont figurés dans le tableau suivant :

ANNÉE 1900	MINERAI TRAITÉ	PRODUCTION D'OR		
	tonnes	oz	dwts	gr.
Août.....	1.554	3.804	12	14
Septembre.....	1.867	4.554	12	12
Octobre.....	1.717	5.122	16	4
Novembre.....	1.666	6.541	9	0
	8.502	19.923	10	6

Enfin, d'après le *Financial News* du 11 Août 1902, donnant les rendements du mois de Juillet de la même année, 1.745 tonnes de

minerai sulfuré de la mine d'Oroya traitées au moulin de Hannan's Star par la bromo-cyanuration, ont rendu 1.711 onces d'or fin, correspondant à un coefficient d'extraction de 89,5. 0/0. Dans la première semaine d'Août de la même année, 527 tonnes de la même provenance, ayant une teneur initiale de 51 grammes d'or à la tonne, ont été traitées avec un coefficient d'extraction de 92,5 0/0.

Ce procédé, comme on le voit, est désormais entré dans la pratique : il permet de supprimer complètement le grillage préalable pour les minerais tellurés, mais il exige un broyage fin de tout le minerai, opération qui ne convient pas à toutes les matières.

XI. — REVUE DE LA PRODUCTION MONDIALE DE L'OR EN 1904

La production aurifère totale du monde entier pendant l'année 1904 a été, d'après l'estimation de M. T.-A. Rickards, de 351 *millions de dollars* (1 *milliard* 825 *millions de francs*), en augmentation de 25 millions de dollars sur l'année 1903, évaluée à 326 millions de dollars.

Cet accroissement est dû en majeure partie à l'amélioration des conditions de travail au Transvaal et a un développement régulier de l'industrie aurifère aux États-Unis.

En Australie, l'augmentation de production n'a pas suffi à balancer l'épuisement de certains districts. On peut dire en un mot que l'événement primordial de 1904 à été l'*introduction de la main-d'œuvre jaune dans l'Afrique du Sud*, qui s'est traduite par un relèvement immédiat de la production du Rand.

Un coup d'œil sur la situation des cinq pays producteurs principaux, permettra de présenter comme conclusion de ce livre, une revue rapide des derniers perfectionnements dans la production de l'or, qui ont été étudiés en détail dans les divers chapitres de ce volume.

Statistique pour 1904. — L'organisation du service des renseignements à la Direction de la Monnaie de Philadelphie est telle que, dès les premiers jours de l'année 1905, le Directeur de cet Établissement était en mesure de donner des chiffres précis sur la statistique de la production de l'or et de l'argent dans tous les États de la Fédération Américaine pour l'année 1904.

Voici le tableau comparatif des années 1903 et 1904, *embrassant tous les pays du monde*, *publié dès le* 5 *Janvier* 1905 dans le journal *The Engeneering and Mining Journal*, qui est la première autorité industrielle et minière, paraissant hebdomadairement à New-York.

Une telle rapidité d'information, jointe à une exactitude qui est habituelle à cette excellente publication, mérite d'être notée au passage.

NOMS DES PAYS PRODUCTEURS	ANNÉE 1903 — dollars	ANNÉE 1904 — dollars	DIFFÉRENCES en plus	DIFFÉRENCES en moins
Australasie	89.207.421	86.763.731		2.443.690
Etats-Unis	73.591.700	84.551.300	10.959.600	
Transvaal	61.259.281	77.913.663	16.654.382	
Russie	24.980.320	22.500.000		2.480.320
Canada	18.834.490	17.410.000		1.424.490
Indes britanniques	11.140.069	11.445.874	305.805	
Mexique	10.182.459	10.690.782	508.323	
Rhodésia	4.065.436	4.640.415	574.979	
Autres pays	33.305.750	35.000.000	1.694.250	
TOTAUX	326.566.926	350.915.765	30.697 339	6.348.500
		Augmentation totale.		24.348.839

États-Unis. — On voit, que pour les États-Unis, la différence en plus est d'environ 11 millions de $ sur l'année 1903, qui était déjà en avance sur la production de toutes les années précédentes. On peut donc dire que le total de 84.551.300 $, soit 439.666.760 francs (1 dollar = 5 fr. 20) *constitue le record de la production du métal précieux dans les États-Unis d'Amérique.*

L'accroissement de production du *Colorado* est dû principalement aux mines du district de *Cripple Creek*, dont le rendement a atteint 16 millions de dollars contre 13 l'année précédente. De nouvelles découvertes dans ce district fameux ont permis de balancer l'épuisement de certaines réserves, et un accroissement de l'activité de l'exploitation a suivi, ainsi qu'il était naturel de s'y attendre, la diminution des charges, combinée avec l'accroissement du prix du plomb et du cuivre qui accompagnent en général les minerais aurifères complexes de cette région. Ces circonstances ont encouragé le développement de l'industrie minière sur toute la surface de cet État. Cet accroissement est d'autant plus remarquable que l'année a été marquée par de nombreuses grèves et par des difficultés constantes entre les propriétaires des mines et leurs ouvriers, qui n'ont pris fin que dans le dernier trimestre de l'année 1904.

La *Californie* a montré, conformément à ses traditions, un accroissement régulier, quoique modéré, dans sa production d'or.

L'année 1904 ayant été pluvieuse, l'eau n'a pas fait défaut et a permis la réouverture d'anciennes mines sur le *Mother Lode*.

Une des caractéristiques digne d'être notée est la part importante prise dans l'accroissement ci-dessus signalé par l'*industrie du dragage*. J'ai donné à la page 248 les détails circonstanciés sur l'application des dragages aux États-Unis, dans le district d'*Oroville* notamment, où leur réussite a stimulé les capitaux à s'engager dans de nouvelles installations du même genre.

Dans le territoire de l'*Alaska*, des découvertes importantes ont été faites dans le bassin du *Tanana*, où des milliers d'exploitants ont été activement occupés pendant tout l'été dernier.

On a fait aussi de grandes dépenses pour amener l'eau sous pressions au moyen de conduits suspendus, dans la construction desquels excellent les Américains et qui permettront l'application en grand du système hydraulique, rendu difficile aux États-Unis même, par l'application de l'acte sur l'évacuation des débris (Débris Act.)

Des installations du même genre sont en train de s'exécuter dans le district du *Cap Nome*. Les dépôts aurifères du rivage de la mer dans ce même endroit sont à peu près complètement nettoyés; mais la production des placers de l'intérieur est venue combler ce vide, et la production totale se maintient aux environs de 5 millions de dollars sur un total évalué à 9 millions de dollars pour l'Alaska tout entier.

Il convient de noter à ce propos que sur ce chiffre total, 1/3 environ, soit 3 millions de dollars, provient d'une source unique, celle du *Treadwell Group*, qui exploite de grands filons dans l'île de *Douglas*, où les travaux atteignent maintenant une profondeur de plus de 300 mètres (Voir, p. 740, la description de ce groupe).

Les conditions primitives de l'industrie de l'or dans les régions aurifères arctiques s'améliorent d'ailleurs de jour en jour, par suite de la construction de chemins de fer et par la création de routes carrossables à l'intérieur, de sorte que la progression future dans la production de ce district n'est pas douteuse.

Les perfectionnements récents apportés dans la cyanuration, sur laquelle j'ai donné des détails complets dans le chapitre relatif à ce procédé de traitement, ont considérablement amélioré la position des mines dans le *South Dakota* et notamment dans la fameuse mine du *Homestake* (Voir, p. 760, la monographie de ces gisements).

Sur la production totale de $ 7.270.000 pour le South Dakota, la

Homestake C° entre pour 5 millions environ. Le nombre de ses pilons a été augmenté de 100 dans la seule année 1904.

Dans la *Nevada*, l'achèvement du chemin de fer, qui atteint maintenant *Tonopah* a eu une répercussion immédiate sur le développement des opérations minières dans une région voisine nommée justement *Goldfields*, dont le développement extraordinairement rapide constitue un épisode des plus intéressants de l'année.

Situé dans un désert presque complètement privé d'eau, le Camp de Goldfields possède, comme Tonopah, de riches dépôts aurifères qui peuvent être exploités avec profit malgré les obstacles naturels qui sont cependant considérables.

La production est entièrement basée sur de minces veines de minerai ayant des teneurs phénoménales, dont on compte démontrer la persistance dans les exercices suivants. On trouve là des éléments de spéculation de premier ordre qui plaisent à l'esprit aventureux des pionniers américains.

Le *Montana* présente aussi des signes certains d'un développement de bon aloi. Le comté de *Fergus* est à la tête du mouvement avec un groupe de mines productives qui exploitent des filons dont plusieurs sont encaissés dans le calcaire. On y applique aussi le traitement par cyanuration.

On continue aussi les dragages dans la rivière *Alder*.

Enfin un des éléments d'avenir pour la production aurifère de cet État se trouve dans le raffinage des immenses quantités de cuivre produit dans les mines du district de *Butte*. 1.352.000 $ proviennent de cette origine pour l'année 1904.

Le même fait se produit dans l'*Utah*, où le développement récent des mines de cuivre dans le district de *Bingham* a amené un accroissement très sensible dans la production de l'or, provenant des minerais sulfurés de cuivre.

Les minerais complexes produits dans la mine *Centennial Eureka* et dans d'autres mines du district de *Tintic*, contiennent de l'or associé au cuivre. Il en est de même dans les grandes mines de *Park City*.

D'autre part, les mines d'or proprement dites, telles que la mine *Mercur*, n'ont pas donné de résultats particulièrement intéressants. La cyanuration a été notablement accrue dans les mines *Annie*, *Laurie* et *Siever*.

Australie. — L'*Australie* montre, en 1904, une légère décroissance, qui est due presque entièrement à l'*Australie de l'Ouest*.

Malgré cette diminution, l'Australie, en y comprenant la *Nouvelle-Zélande*, tient encore la tête comme *premier producteur d'or du monde entier*. Il est probable que l'année 1905 verra le *Transvaal* reprendre la tête et la garder longtemps encore, si la main-d'œuvre ne lui fait pas défaut.

La diminution de l'*Ouest Australien* n'est pas importante, parce qu'elle est répartie sur un grand nombre de districts. Le gros chiffre de la production continue à être fourni par seize grandes mines, situées pour la plupart dans le district de *Kalgoorlie*.

Malgré l'intrusion de la spéculation sur les titres de ces affaires, on tend constamment à les capitaliser à des taux moins déraisonnables et à leur appliquer des méthodes de plus en plus perfectionnées de traitement.

Les résultats des sondages au diamant entrepris au niveau de 1.900 pieds dans la fameuse mine de *Great Boulder*, constitue un puissant encouragement pour les exploitations en profondeur et augmente la confiance dans la durée et dans l'avenir de ce groupe de grandes mines, auquel le pays doit sa position de premier producteur du monde entier.

Dans la province de *Victoria*, l'accroissement des profondeurs atteint à *Bendigo* est plus intéressant au point de vue technique qu'au point de vue financier, car la teneur n'y est pas satisfaisante. La mine de quartz *Victoria* a poussé son exploration jusqu'à 4.024 pieds sans résultat favorable; mais les mines moins profondes ont donné de bons résultats, si bien qu'en définitive, le rendement de 1904 est *supérieur à celui obtenu dans les trente années précédentes*.

Les « *Deep Leads* », dans le district de *Ballarat* et dans les régions avoisinantes, permettent de compter sur un développement notable de la production pour les années prochaines.

On attend aussi beaucoup des anciens chenaux aurifères qu'on est en train de reprendre dans les mines alluvionnaires; mais le succès dépend entièrement de la possibilité d'y amener de l'eau.

Dans le *Queensland*, l'événement capital de l'année est la découverte, à *Mount Morgan*, d'un énorme amas de minerai aurifère contenant du cuivre.

Dans la *Nouvelle-Galles du Sud*, les exploitations cuprifères donnent, comme nous l'avons déjà vu pour l'*Utah*, une augmentation notable dans la production du métal précieux.

Le *dragage du lit des rivières* commence, aussi bien dans la Nouvelle-Galles du Sud que dans Victoria, à donner un appoint au chiffre total de la production, bien qu'encore sur une petite échelle.

En *Tasmanie*, la mine *Tasmania*, qui avait été inondée, est à présent remise en état, ce qui permet d'espérer un relèvement dans la production.

Enfin, dans la province de l'*Australie du Sud*, de nouvelles découvertes sont signalées dans la partie désertique de cette région, lesquelles, bien que de médiocre importance, donnent à penser que les vastes surfaces sur lesquelles aucune prospection n'a encore pu être faite, et qui dépendent de ce Gouvernement, réservent encore de nouvelles surprises, lorsque le chemin de fer transcontinental aura été complété.

La *Nouvelle-Zélande*, pays d'origine des *dragages aurifères*, a vu cette industrie spéciale se développer sur les rivières du Sud.

Plus de 160 *dragues* y sont *actuellement en service*, et le rendement de cette industrie est évalué actuellement à *plus de* 2.000.000 £ par an. Ce sont surtout des capitaux locaux qui s'intéressent dans ce genre d'affaires.

Dans l'*Ile du Nord*, le district de *Hauraki* souffre toujours des désastres financiers qui ont suivi la campagne de hausse effrénée de 1895 et 1896 sur un grand nombre de mines de cette région, qui furent placées sur le marché de Londres à des prix exorbitants. Ces excès ne tardèrent pas à amener le désastre final.

La mine *Waihi* continue à être une des plus grandes mines du monde entier ; elle a produit 2.900.165 $ d'or pendant l'année finissant au 30 Juin 1904.

Transvaal. — Le *Transvaal* a fini l'année 1904 *sous des auspices favorables*. L'introduction de la main-d'œuvre jaune a été *un succès économique certain*, et il paraît indubitable qu'on a trouvé dans cette solution une source de main-d'œuvre suffisante non seulement pour desservir les mines existantes, mais aussi pour mettre sur pied de nouvelles entreprises qui étaient restées abandonnées depuis la guerre.

La production est maintenant arrivée au même niveau que celle de 1899, le rendement de Décembre 1904 s'élevant à 725.000 $ (38.700.000 francs) contre 796.382 $ (41.414.860 francs) en Août 1899, juste au moment de l'ouverture des hostilités. Ce chiffre va certainement s'augmenter d'une manière régulière au fur et à mesure que les arrivages de Chinois permettront la mise en marche d'un plus grand nombre de pilons.

Voici le résultat des broyages de Janvier, Février et Mars 1905, avec les bénéfices réalisés par les principales mines du Rand :

Mines	JANVIER		FÉVRIER		MARS	
	Onces	Bénéfices	Onces	Bénéfices	Onces	Bénéfices
—	—	£	—	£	—	£
Angelo Gold	6.672	13.968	6.346	12.199	6.715	14.000
Bonanza	4.835	10.129	4.638	19.125	4.897	9.139
City and Suburban	8.980	16.544	9.021	6.533	9.378	16.505
New-Comet	4.020	1.250	4.607	2.496	5.797	2.700
Consolidated Main Reef	5.412	7.066	5.332	6.720	6.260	8.251
Crown Reef	12.301	25.310	12.345	25.004	12.785	25.063
— *Deep*	9.866	18.800	9.888	18.700	9.794	17.500
Driefontein	7.830	14.527	8.353	14.618	9.278	15.200
Durban Roodeport Gold	4.694	»	4.778	8.100	5.073	8.300
— — *Deep*	3.857	3.900	3.944	3.200	4.327	4.200
Ferreira Gold	11.034	24.275	11.092	24.178	11.146	24.284
— *Deep*	9.844	25.400	9.736	25.006	10.976	27.200
Geldenhuis Estate	6.387	13.450	6.395	13.882	6.712	14.282
— *Deep*	9.924	21.000	9.188	17.900	10.282	17.000
New-Goch	3.541	2.605	3.488	2.354	3.620	2.490
Ginsberg	3.475	5.009	3.259	5.009	3.639	5.237
Glencairn	4.163	4.769	4.000	4.664	4.417	5.715
Glen Deep	6.530	9.300	6.139	9.200	6.646	9.100
Henry Nourse	5.816	12.504	5.669	11.801	6.445	12.190
Jumpers	3.442	1.320	3.469	2.350	3.874	3.600
— *Deep*	4.777	400	4.574	200	5.470	1.000
New-Kleinfontein	4.711	»	4.973	»	7.010	»
Knights Deep	7.487	4.272	7.858	6.757	8.856	7.568
Lancaster	3.469	2.420	3.261	1.997	4.146	936
— *West*	2.604	2.879	2.414	2.593	2.500	2.930
May Consolidated	6.087	11.855	5.851	11.594	6.195	11.688
Meyer and Charlton	4.663	7.737	4.079	7.512	4.427	8.525
Niget	3.226	2.457	3.320	2.577	3.574	4.565
Nourse Deep	6.862	10.300	6.333	9.000	6.831	8.800
New-Primrose	7.223	12.273	7.020	12.541	7.767	13.489
Robinson Gold	17.738	39.297	18.157	40.090	18.625	42.036
— *Central Deep*	6.095	15.336	6.104	15.717	6.405	15.903
— *Deep*	13.924	25.146	13.204	26.567	14.703	29.476
Roodepoort Central Deep	2.792	1.600	2.784	1.731	3.083	2.330
Rose Deep	8.741	16.200	8.527	15.300	8.930	12.500
Simmer and Jack	18.220	2.349	16.538	20.628	19.121	24.104
Treasury	3.679	6.640	3.529	6.005	3.760	6.054
Roodepoort Main Reef	4.138	5.468	3.970	5.505	4.286	5.567
Village Main Reef	9.756	13.800	9.300	13.700	10.008	14.100
Van Ryn	8.498	14.350	7.624	13.492	8.295	11.735
Wemmer	4.511	»	4.101	»	4.179	»
Wolhuter	4.504	3.944	4.934	3.612	5.419	4.369
Langlaagte Deep	6.600	7.800	6.666	7.600	7.391	7.100

La production du mois de Janvier 1905 s'est élevée à 357.214 onces d'or fin pour les mines du *Witwatersrand* et à 12.044 onces pour les mines des autres districts. Au total, la production est donc de 369.258 onces d'or fin, valant de 1.568.508 £ (39.604.480 fr.), contre 362.264 onces en Décembre 1904, d'une valeur de 1.530.800 £, (38.700.000 francs). En Janvier 1904, la production totale n'était que de 288.824 onces d'une valeur de 1.226.846 £ (30.671.000 francs), le progrès en un an est, on le voit, considérable.

Le recrutement des Cafres est devenu aussi plus facile; ce qui permet d'espérer un accroissement dans le nombre des noirs occupés dans les mines.

Les résultats des prospections par sondages profonds dans l'Est et surtout dans le Nord du Rand ont étendu aussi la surface connue des couches productives. La découverte faite par un français, M. *de Waru* sur les *Northern Séries* (*De Waru Mines*) a ouvert un champ nouveau sur toute cette région précédemment négligée.

Enfin une diminution générale dans les prix de revient a été la conséquence d'une meilleure organisation du travail.

Bien que l'abaissement du prix de revient *ne puisse pas être indéfini*, il est certain qu'on peut encore, dans cette voie, arriver à de *nouveaux progrès;* mais il ne faut pas perdre de vue aussi que la *teneur moyenne* des minerais traités *s'abaisse proportionnellement à la diminution du prix de revient.*

On arrive actuellement à une moyenne de $ 9,25 par tonne, soit à une valeur d'environ 48 *francs par tonne* et on envisage couramment la possibilité de descendre jusqu'à $ 7,35 (38 *fr.* 20 *par tonne*) en *gagnant encore de l'argent.*

On pense, en général, que, malgré les difficultés que comporte une exploitation dépassant 4.000 pieds de profondeur verticale, *le rendement du Transvaal ira en augmentant* jusqu'à ce qu'il atteigne 150 millions, voire même, très probablement, 200 *millions de dollars*, soit 1 *milliard de francs par année*, dans la production mondiale du métal précieux.

Production du Transvaal depuis la fin de la guerre. — Il est intéressant, à ce propos, de se rendre compte de la marche des mines depuis la fin de la guerre avec les Boers. Le tableau suivant donne, mois par mois, en onces d'or fin, les résultats mensuels des cinq dernières années.

	1901	1902	1903	1904	1905
	—	—	—	—	—
	(En onces d'or fin)				
Janvier	»	70.340	199.278	288.824	357.214
Février	»	81.405	196.513	289.502	331.052
Mars	»	104.127	217.465	308.242	385.575
Avril	»	119.588	227.871	305.946	385.394
Mai	7.478	138.602	284.125	314.480	»
Juin	19.779	142.780	238.320	308.219	»
Juillet	25.959	149.179	251.643	307.840	»
Août	28.474	162.750	271.918	312.277	»
Septembre	31.396	170.802	276.197	312.286	»
Octobre	33.383	180.439	284.544	325.625	»
Novembre	39.075	182.749	279.813	336.167	»
Décembre	52.897	196.023	286.062	362.264	»
TOTAL	238.991	1.699.784	2.963.750	3.771.662	1.105.885

On voit que la production de l'or dans le *Rand* pour Février est en diminution le 5.447 onces sur Janvier, tandis le nombre des indigènes employés dans les mines a augmenté de 7.922; le fait paraîtrait anormal si on ne tenait pas compte de ce que Février a eu trois jours de moins que Janvier, or, comme en Janvier, la production a été de 11.500 onces par jour et en Février de 12.500, soit environ 1.000 onces de plus par jour, il s'en suit, qu'en réalité, il y a eu, en Février, une augmentation d'environ 28.000 onces.

Les rendements de Mars sont en progression sensible; la production s'est élevée à 385.575 onces d'or fin pour les mines du *Witwatersrand* et à 14.048 onces pour les mines des autres districts. Le rendement total est de 399.623 onces d'or fin, d'une valeur de 1.698.340 livres sterling, soit une moyenne journalière de 12.900 onces.

La production du mois d'Avril 1905 s'est élevée à 385,394 onces d'or fin pour les mines du Witwatersrand et à 13,772 onces pour les mines des autres districts. Au total, la production s'est élevée à 399,166 onces d'or fin, d'une valeur de £ 1,695,550, contre 399,823 onces d'or fin en Mars 1905, d'une valeur de £ 1,698,340.

La diminution de la production d'Avril ressortant de la comparaison de ces chiffres provient du plus grand nombre de jours fériés de ce mois.

Consolidated Goldfields of South Africa Ltd. — Voici les résultats

du travail de cette importante association de capitaux, qui contrôle les trois grandes mines de *Simmer and Jack*, de *Robinson Deep* et de *Knights Deep*, toutes situées dans le Witwatersrand, ainsi que six autres mines du Rand. Le capital de cette Société est de 1.250.000 £ en actions de préférence et de 2.000.000 £ en actions ordinaires.

Le total des recettes pour l'année 1903-1904, finissant le 30 Juin 1904, a été de 467.188 £, avec une dépense totale de 83.962 £, laissant un bénéfice de 383.226 £.

Ces mines ont actuellement en service environ 13.000 Chinois dans leurs divers travaux.

On développe aussi rapidement que possible les réserves de minerai contenant en moyenne 10 dwt (environ 15 grammes 1/2) par tonne.

Voici les chiffres principaux résumant le travail de l'année 1904.

	SIMMER and JACK	ROBINSON DEEP	KNIGHTS DEEP
Jours de travail aux moulins..	357,2	341,4	347,6
Nombre des pilons en usage...	165	180	100
Nombre de tonnes extraites...	396.635	379.842	228.864
Déchet au triage.....	19,8 0/0	20,8 0/0	18,4 0/0
Nombre de tonnes broyées....	318.692	303.621	186.844
Tonnes par pilon et par jour...	5,4	4,9	5,4
Extrait par les batteries (onces).	72.581,8	104.973,9	45.890,3
Retiré des sables —	44.565,5	46.274,9	21.833,7
Retiré des slimes —	5.451,9	9.803,3	1.904
Rendement total —	122.599,2	161.052,1	69.628

XII. — DURÉE PROBABLE DES MINES D'OR DU TRANSVAAL

D'ici cinq ou six ans, un certain nombre des meilleures mines du Rand *auront épuisé leur réserve de bon minerai*. Un certain nombre d'entre elles, lorsque ce fait se produira, *cesseront sans doute d'une manière complète leurs travaux* et entreront en *liquidation*, tandis que d'autres essaieront de prolonger leur durée en *traitant les minerais du Main Reef* qui, tout au moins dans le Rand Central, n'a pu être travaillé avec profit que sur certaines portions.

Les mines, bien connues, qui arriveront les premières au terme de leur exploitation sont : *Bonanza*, *Champ d'Or*, *Jubilee*, *Roodeport*, *Wemmer*, *Ginsberg*, *Geldenhuis Estate* et *Crown Reef*.

Toutes ces mines auront probablement épuisé leur bon minerai d'ici à *six ans*.

Les mines moins connues, qui se trouvent dans le même cas, sont : *Geldenhuis*, *Main Reef*, *Balmoral*, *Spes Bona*, *York* et *West Rand Central*.

Lorsque le bon minerai de ces mines aura été complètement traité, il est certain qu'elles pourraient toutes essayer de traiter les minerais de la grande couche (Main Reef), si c'était possible avec bénéfice.

D'après M. *J.-H. Curle*, ces diverses mines ne trouveront pas dans l'exploitation de cette couche pauvre un élément d'une importance suffisante pour *assurer leur vitalité*. La teneur du Main Reef est presque constamment, trop basse. Dans la mine *Durban Roodeport*, la teneur moyenne du Main Reef est de 4 pennyweights (environ 6 grammes), tandis que, dans la mine Bonanza, la moyenne des échantillons pris en 1903 a été de 3,21 pennyweights et la *moyenne de tout le Main Reef* jusqu'à ce jour est seulement de 3 *pennyweights*.

On pense qu'en prenant la moyenne générale du Rand Central sur toute la longueur exploitée, la majeure partie du Main Reef donnera un rendement d'environ 13 *shellings par tonne*.

Ce minerai peut être, dans cette partie, extrait et traité à un prix très réduit, car tous les développements sont déjà faits ; mais, d'autre part, il ne faut pas perdre de vue que le voisinage des

vieux travaux du *Main Reef Leader* (petit filon mince et riche qui accompagne le Main Reef) pourront rendre plus difficiles les travaux dans le Main Reef proprement dit.

On peut résumer le problème en disant qu'un rendement effectif de **13 shellings, soit 16 fr. 25 de métal précieux par tonne**, paiera très probablement tous les frais, et qu'il est possible que quelques-uns des grands moulins puissent *travailler pendant des années avec profit*, en exploitant seulement les *parties les plus riches du Main Reef;* mais il n'est pas probable qu'il puisse en être ainsi sur tous les points. Dans ce dernier cas, il sera, pratiquement, plus avantageux, lorsque les mines arriveront à l'épuisement complet de leur stock de bon minerai, d'*arrêter définitivement les travaux.*

Il est certain d'autre part que la mine *Crown*, après avoir acheté la concession *Pioneer*, dans laquelle tout le minerai riche avait été exploité, *a réalisé de beaux profits en exploitant le Main Reef* dans cette même concession ; mais c'est un cas exceptionnel.

La mine Pioneer a été la plus riche du Rand, et cet enrichissement local qui, s'est étendu aussi au Main Reef, constitue une exception qui ne peut pas être prise pour base d'appréciation.

Il faut noter cependant qu'un avis de la Compagnie *Robinson Deep* informe le public que le capital vient d'être porté à 980.000 livres sterling par la création de 30.000 actions nouvelles de 1 livre sterling. Ces 30.000 actions nouvelles sont offertes à raison de 6 livres sterling aux actionnaires inscrits sur les registres le 11 Février 1905, dans la proportion d'une action nouvelle pour trente anciennes, sans tenir compte des fractions.

Cette émission a pour but de faire face aux dépenses résultant de l'augmentation de la puissance du broyage jusqu'à concurrence de 300 pilons, nécessitée par l'importance des réserves de minerai *exploitable dans le Main Ref.*

Dans les débuts de l'exploitation de cette mine, les évaluations avaient été prudemment basées sur des données très sévères et elles avaient été faites de façon à rester sûrement en dessous de la réalité.

Comme le font ressortir les rapports des ingénieurs de cette Compagnie dans l'Afrique du Sud, les calculs basés sur les mesures actuelles des chantiers d'abatage et sur le nombre de tonnes extraites pendant une période de deux ans, démontrent que la con-

tenance par claim est de 64.000 tonnes au lieu de 35.000 tonnes, comme elle avait tout d'abord été estimée quand la Robinson Deep a commencé les broyages.

Cette forte augmentation sur les évaluations primitives provient principalement de ce que le *Main Reef a été reconnu payant sur une plus grande épaisseur que celle du début*. En même temps, une réduction dans les frais d'exploitation a rendu payantes des régions où le filon aurait été inexploité dans les conditions qui prévalaient antérieurement. Ces deux motifs ont contribué à augmenter les réserves de minerai et, par suite, la durée de la mine, que les derniers résultats permettent de fixer à un minimum de vingt-six ans, avec un équipement établi sur la base de 300 pilons.

Examinons maintenant la situation des mines qui arrivent à la fin de leur carrière dans un délai encore plus rapproché.

La mine *Bonanza* sera presque entièrement épuisée à la fin de 1905; comme elle ne dispose que d'un petit moulin, il n'est pas probable qu'elle puisse réaliser un profit sur des matières à 3 pennyweights. Il est certain qu'elle vendra son actif à la *Crown Reef* ou à la *Robinson* pour un chiffre très modeste.

Le *Champ d'Or* n'a plus que deux ans de vie devant lui. Cette Compagnie a déjà exploité la portion de Main Reef qui lui appartient; ses installations sont médiocres; elle liquidera donc certainement quand elle aura épuisé son stock de minerai.

La mine *Jubilee* n'a guère que deux ans de bon minerai devant elle; mais elle pourra retarder l'échéance en le mélangeant avec des minerais plus pauvres.

La mine *Jumpers* n'a que très peu de minerai devant elle. Son actif véritable réside dans son portefeuille, qui contient une quantité importante de titres de la *Jumpers Deep*, qui prolongeront son existence.

La mine *Salisbury* a encore quatre ans de minerai devant elle et dispose, en outre, d'un portefeuille assez important.

La mine *Durban Roodeport* aura épuisé son minerai au plus tard dans quatre ans d'ici; elle aura alors à traiter une partie payante du Main Reef, qui lui donnera encore deux ans de vie avec des bénéfices réduits. Il ne lui restera alors que du minerai à 4 pennyweights, qui ne lui laissera aucun profit.

La mine *Wemmer* peut encore travailler pendant cinq ans sur

du bon minerai ; elle possède, en outre, un portefeuille important de la *Village Deep* et plusieurs *waterrights* (droits d'eau).

Il en est de même pour la *Geldenhuis Estate*.

Quant au *Crown Reef*, on accorde à cette société encore cinq ou six ans de marche avec du minerai d'une valeur égale à celui qu'elle exploite en ce moment. Il lui reste encore son Main Reef intact, qui ne constitue qu'un actif douteux, plus un intérêt, d'une grande, valeur, dans les titres du *Souht Rand*.

Les autres mines, *Geldenhuis*, *Main Reef*, *Balmoral*, *Spes Bona*, *York* et *West Rand Central*, sont de petites affaires qui seront, ou liquidées, ou absorbées par les mines plus grandes.

L'épuisement rapide d'un nombre aussi considérable de mines réputées du Rand est une éventualité très inquiétante pour les actionnaires de ces affaires, qui n'auront pas pris leurs précautions à l'avance. Malgré les avertissements répétés, les intéressés oublient les conseils de la prudence aussitôt qu'ils voient arriver les dividendes. Ce n'est que lorsque ces derniers seront définitivement supprimés qu'une circulaire les avisera de l'obligation de liquider, ils s'empresseront aussitôt, tous à la fois, de vendre, sans trouver bien entendu de contre-partie.

Inutile de dire que tous ces actionnaires imprudents deviendront du même coup des ennemis acharnés de tout placement dans les mines aurifères et feront de la propagande pour empêcher leurs amis d'y investir leur capital.

Comme contre-coup, on verra alors les actionnaires des autres affaires, effrayés par cette disparition subite d'actif, vendre à tout prix leurs titres sans rime ni raison, que la mine soit ou non proche de son épuisement définitif.

C'est dans ces conditions que les gens compétents et bien informés peuvent entrer, à bon marché, dans des affaires d'une valeur incontestable mais tenues, en temps ordinaire, à des cours trop élevés.

Il y aurait évidemment intérêt pour éviter les pertes résultant de ces mouvements irréfléchis, à fusionner ces mines presque complètement épuisées avec d'autres qui ont un long avenir devant elles, de façon à éviter des liquidations, qui sont certaines, si on ne prend pas une mesure de ce genre.

Il est indubitable que les actionnaires des mines presque complè-

tement épuisées seront fort désappointés de voir leur actif apporté pour une somme relativement minime; mais ils se consoleront plus facilement, grâce à la perspective de toucher les dividendes, même réduits, pendant une longue période à venir.

Des filiales. — La pratique constante dans le Rand a été jusqu'à ces derniers temps, pour la création des affaires, de recourir au système dit des filiales. Voici en quoi il consiste :

Quand une Société est arrivée à se constituer un domaine d'une certaine étendue, en un ou plusieurs tenants, son premier soin, au lieu de chercher à l'exploiter elle-même, est de le diviser en tronçons qu'elle recède individuellement à des sociétés filiales, en conservant un nombre d'actions d'apport en portefeuille qui lui assure pratiquement le contrôle absolu sur les destinées de sa création.

L'inconvénient de ce morcellement est évident, car il conduit à exécuter ou faire exécuter simultanément des travaux d'aménagement, des puits d'extraction, etc., qui auraient parfaitement pu être évités en concentrant au contraire tous ces services autour de puits placés dans les *emplacements centraux*, *desservant un grand rayon* et munis à cet effet de tous les *perfectionnements modernes*. On sait que cette centralisation est devenue une règle pour ainsi dire absolue dans les charbonnages et que c'est à elle qu'est due l'économie de l'extraction dans une houillère.

Pour ce qui est du traitement des minerais, l'inconvénient de ces filiales est *plus sensible encore*, car les grandes batteries de pilons, placées dans les positions centrales bien choisies, travailleraient à bien meilleur compte que de petites batteries isolées broyant et cyanurant indépendamment les unes des autres, avec des frais généraux à répartir sur des tonnages relativement insignifiants.

L'unique raison d'être de ces filiales, *c'est qu'elles constituent un moyen commode pour faire appel au public*, qui serait réfractaire à confier la même somme de capitaux à *une seule et même affaire*, bien qu'en réalité il arrive, sans le savoir, à ce résultat. Il en est d'autant plus ainsi que les souscripteurs dans les filiales sont, en grande partie, ceux de la société mère.

Voici en effet comment les choses se passent :

La société promotrice commence, avec un capital restreint, des travaux de recherches ou de développement dans la partie la plus

favorable de sa propriété. Quand le gisement est mis en évidence et que le capital initial est presque épuisé, le moment est venu de créer une filiale, c'est-à-dire de faire indirectement appel au public. Cette filiale, en se constituant, paie à la société mère soit une somme en argent, soit, le plus souvent, un certain nombre de « *full paid shares* » ou *actions d'apport, entièrement libérées*. Celle-ci, soit en écoulant une partie de ses titres d'apport sur le marché si les circonstances le permettent, soit en empruntant simplement de l'argent à sa première filiale, se procure les capitaux indispensables pour procéder à un nouveau lancement, et ainsi de suite.

De cette façon, la société mère semble avoir tout organisé avec un tout petit capital, tandis qu'en réalité elle s'est procurée des fonds avec l'aliénation successive de fractions de sa propriété. Parfois même, au lieu de garder la direction de la filiale créée, mesure qui, en elle-même, n'a rien de répréhensible, la société promotrice se contente de *vendre purement et simplement* une tranche de sa propriété et de distribuer, avec le produit de cette aliénation, un semblant de dividende, qui n'est, en réalité, qu'une répartition d'actif, mais qui amorce l'actionnaire et lui fait attendre plus patiemment les dividendes réels, mais plus problématiques, de l'avenir.

Amalgamation des « deeps-levels ». — L'opération inverse, l'agglomération des claims, la consolidation des propriétés voisines, incapables de motiver pour chacune d'elles une installation particulière, est une opération qui paraît de jour en jour plus nécessaire. Pour des raisons purement politiques, cette concentration était mal vue et entravée par le Gouvernement Boer.

Avantages des puits communs. — On se rend compte, à présent, que, pour les deep-levels, *sur lesquels repose tout l'avenir du Transvaal*, l'un des plus grands problèmes est le *fonçage des puits*. Prenons, par exemple, un terrain dans lequel la sonde a rencontré le reef à la grande profondeur de 4.500 pieds (1.350 mètres). L'or est là, on n'en a pas le moindre doute ; mais il faut, pour l'atteindre, creuser un puits dont le fonçage demandera plusieurs années.

Au coût du travail proprement dit, il faut donc ajouter le temps, qui est de l'argent ; et ce temps, rien ne peut l'abréger puisque,

quoi qu'il arrive, on ne pourra mettre à l'œuvre que le nombre d'hommes pouvant trouver place dans l'espace limité occupé par la section du puits.

Il est vrai que de grands progrès ont été réalisés sous ce rapport comme sous beaucoup d'autres. Tandis qu'autrefois, par exemple, les grands puits n'avançaient que de 80 à 100 pieds par mois (24 à 30 mètres), aujourd'hui, grâce aux perforatrices, on a accéléré ce travail à tel point que le *Village Deep*, pendant le mois d'Octobre dernier, a réussi à descendre son puits et à le boiser sur une hauteur de 150 pieds (45 mètres).

A ce taux, un deep de 4.500 pieds recouperait le reef en *trois années*, à partir du commencement des travaux. Mais c'est là un grand, minimum, car, au fur et à mesure qu'on descend, la perte de temps occasionnée par l'enlèvement des déblais, par le changement des équipes, etc., devient plus grande.

D'un autre côté, au Transvaal, comme dans tous les pays miniers, il existe des règlements très stricts pour assurer la sécurité des travailleurs, et l'un d'eux exige que toute Compagnie *ait au moins deux puits :* d'une part, pour l'aération et, d'autre part, pour l'évacuation de la mine, en cas d'accident à l'un des puits.

Il en résulte que notre deep-level, qui pourrait alimenter son moulin avec un seul puits, est obligé d'en creuser deux, soit ensemble un fonçage de 9.000 pieds ou 2.700 mètres.

Pour donner une idée de la dépense considérable nécessitée par ce travail, j'extrais les chiffres suivants du dernier rapport de la *Robinson Deep :*

Coût du fonçage des puits à la Robinson Deep :

Puits.	Profondeur atteinte.	Coût du fonçage.
Numéro 1.....	2.681 pieds	£ 80.090
Numéro 2.....	1.987 —	58.441
	4.668 pieds	£ 138.531

A la *Simmer and Jack*, la dépense pour les deux puits, qui atteignent respectivement la profondeur de 1.853 pieds et 1.850, soit en tout 3.703 pieds, s'est élevée à 238.594 livres sterling. Mais un seul de ces puits, foncé au double de profondeur, coûtera proportionnellement beaucoup plus, car, pour des raisons indiquées

plus haut, le prix de revient par pied dans la seconde moitié sera supérieur à celui de la première partie, et on peut évaluer cette dépense à un minimum de 150.000 livres sterlings (3.750.000 francs) pour une profondeur de 4.500 pieds.

Par conséquent deux compagnies adjacentes ayant toutes deux le reef à 4.500 pieds de profondeur dépenseront, uniquement pour leurs deux puits, une somme de 300.000 *livres sterling chacune*, soit 600.000 livres sterlings, ou 15 *millions de francs pour les deux.*

C'est ce qui a donné l'idée aux ingénieurs de préconiser une entente entre deux compagnies contiguës pour foncer entre leurs deux puits et sur la limite de leur propriété, un troisième puits commun. Des galeries horizontales reliant ces trois puits satisferont aux règlements du Service des Mines, et chacune des compagnies y trouvera une économie. En effet, la dépense qui, avec l'ancienne méthode de deux puits par compagnie, eût été de 600.000 livres sterling pour l'ensemble, se trouve réduite à 450.000 livres sterling puisqu'il ne s'agit plus que de trois puits au lieu de quatre.

Cette économie de 75.000 livres sterlings par compagnie n'est pas à dédaigner, car elle représente 7 1/4 0/0 de la dépense estimée comme nécessaire pour équiper complètement chaque propriété, dépense qui n'est pas inférieure à 1 million de livres sterling, soit 25 millions de francs.

Il est vrai que trois puits peuvent ne convenir qu'à des propriétés d'une superficie relativement restreinte. Or les deeps très profonds doivent avoir nécessairement un grand nombre de claims. En effet, au fur et à mesure qu'on s'éloigne de l'affleurement, l'angle des couches aurifères a tendance à se rapprocher de l'horizontale et, par conséquent, la *quantité de tonnes, contenue dans un claim, diminue proportionnellement.* C'est pourquoi *plus la mine deep-level est éloignée de l'affleurement, plus grand doit être le nombre de ses claims* et, comme un puits ne peut desservir qu'un nombre de claims compris dans un certain rayon, il devient indispensable, pour les grandes propriétés contenant relativement peu de minerai par claim, de *multiplier les points d'attaque.*

Mais il n'en reste pas moins acquis que l'association de deux compagnies pour le fonçage en commun d'un troisième puits d'extraction procure à chacune d'elles une économie bien nette d'argent, qui vient s'ajouter à celle du temps gagné par ce procédé.

Dans d'autres cas et partant du même principe, il arrive presque toujours maintenant que deux compagnies voisines s'entendent pour relier leurs puits dans le seul but d'améliorer la ventilation de leur mine, chacune d'elles n'effectuant l'extraction que par son propre puits.

La première méthode, celle du fonçage d'un puits commun servant à l'extraction de deux compagnies, a déjà été adoptée par la *Geduld Proprietary Mine* et par les filiales de la *Consolitaded* Golfields ; elle sera certainement suivie par beaucoup d'autres parmi les nouvelles entreprises, telles que la *Van Dyck*, la *Rand Collieries*, etc.

La seconde méthode, qui n'a pour but qu'une meilleure aération, est déjà en pratique à la *Driefontein Deep*. Cette compagnie n'a foncé qu'un seul puits très large; mais elle le relie, d'un côté, au puits de l'*Angelo Deep* et, de l'autre, à celui de la *Witwatersrand Deep*. La *Robinson Central Deep* se trouve dans le même cas, avec ses voisines, la *Crown Deep* et la *Ferreira Deep*.

Le périodique bien connu, le *South African Mines*, a dressé récemment un tableau des principales Compagnies exploitant les deep-levels les plus profonds. Ce tableau donne le nombre de claims, le nombre de pilons qu'on projette de monter, le nombre de puits foncés ou à foncer, le nombre de pilons par claim, le nombre de claims par puits, le nombre de pilons par puits et la profondeur à laquelle le reef est ou sera recoupé.

D'après ces chiffres, on voit que les douze Compagnies deep-levels composant le tableau possèdent en moyenne :

0,752 pilon par claim

et

155 claims par puits.

Mais ces moyennes seront certainement modifiées dans l'avenir. L'ingénieur de la *Rand Mines*, M. *Hennen Jennings*, *préconise l'idée de* 300 *claims pour un puits*, et on peut même envisager l'époque, où, pour les exploitations très profondes, une superficie plus vaste encore sera attribuée à un même puits.

Il est aussi très probable que la moyenne des pilons par claim sera portée à 1 et peut-être 1 1/2 par claim.

Nombre de claims par puits et nombre de pilons par claim dans les principales mines deep-levels

COMPAGNIES	Nombre de claims	Nombre de pilons projetés	Nombre de puits	Nombre de pilons par claim	Nombre de claims par puits	Nombre de pilons par puits	Profondeur probable du reef en pieds.
Angelo Deep	306	200	2	0.65	153	100	3.500
Cinderella Deep	288.75	300	1	1.03	288.75	300	3.300
Driefontein Deep	256	200	1	0.70	256	200	4.200
Jupiter and Simmer	297.7	400	2	0.80	249.9	200	3.500
West	200.1						
Knight's Central	443	200	2	0.45	221.5	100	2.000
Robinson Deep	209.158	200	2	0.95	104.57	100	2.000
South Rose Deep	265.69	200	2	0.75	132.89	100	2.150
South Geldenhuis Deep	192.3	150	2	0.76	96.15	75	2.500
South Nourse	290.699	200	2	0.67	145.34	100	2.500
Tudor	261	150	2	0.59	130.5	75	1.600
Village Deep	186.2	300	2	1.61	93.1	150	2.000

C'est par l'adoption de ces plans nouveaux, dictés par l'expérience, que l'exploitation des deep-levels profonds pourra s'effectuer dans des conditions beaucoup plus favorables que celles, non seulement des affleurements, mais encore des *deeps de premier rang*. On ne peut douter que, dans deux ou trois ans, lorsque ces Compagnies seront arrivées à la période de production, leurs frais d'exploitation *s'abaisseront bien au-dessous de* 15 *shillings par tonne*.

Rhodesia. — La *Rhodesia* a vu son chiffre augmenter d'importance et atteindre, ne 1904, 224.500 onces d'or fin valant 4.640.415 $. On a découvert le *banket* dans le district de *Lomagunda* et des *graviers aurifères* dans le district de *Victoria*.

Ces dernières découvertes n'ont pas encore subi l'épreuve de l'expérience, mais elles ont néanmoins favorablement influé sur l'activité minière dans les territoires appartenant à la *British South Africa Cy*.

Les règlements miniers de cette Compagnie à Charte ont été modifiés de façon à encourager la prospection.

On s'attend en tout cas à un doublement rapide de la production en atteignant, d'ici à deux ou trois ans, le chiffre de 500.000 onces comme production annuelle.

Ouest Africain. — L'Ouest Africain, Gold Coast et Côte d'Ivoire, est encore dans le marasme résultant des abus de la spéculation sur les valeurs minières de ces deux colonies. On ne dépasse pas une production de 70.000 onces par an, y compris le rendement de deux sociétés de dragages.

Russie. — La production aurifère continue à provenir presque uniquement de la *Sibérie*, les placers de l'*Oural* s'épuisant de plus en plus. 10 0/0 à peine du chiffre total de la production proviennent des mines de quartz, le reste est donné par l'exploitation des graviers aurifères disséminés sous une énorme surface, les principaux centres de production étant toujours la *Transbaïkalie*, le bassin de l'*Amour* et celui de la *Lena*.

Les dragages commencent à se développer sur une assez grande échelle dans les régions de l'*Yénissei*, de l'*Altaï* et dans les Monts *Oural*.

Bien que l'influence des dragages ne se soit pas faite sérieusement sentir jusqu'ici dans le chiffre total de la production, le fait de l'introduction de ces appareils perfectionnés dans un pays jusqu'ici si arriéré, est digne d'être noté.

J'y ai pris personnellement une part importante ayant été le premier à conseiller, dès le début de mes voyages en Sibérie, en 1895, ce mode de traitement pour les alluvions superficielles du bassin du fleuve Amour.

Canada. — La production d'or du *Dominion* est due principalement à l'exploitation placérienne des régions glaciales du Nord-Ouest.

La production s'y maintient à peu près constante, l'épuisement des riches placers, qui ont fait la réputation de ce district étant compensé partiellement par l'exploitation d'alluvions plus pauvres, traitées par des procédés plus perfectionnés et notamment par des appareils mécaniques dont l'introduction a été un succès.

La production totale du *Yukon Canadien* est estimée à 10.300.000 $ en diminution de 1.000.000 $ sur l'année précédente, cet affaiblissement étant dû à la région du Klondyke.

On est aussi en train d'y construire des réservoirs et des ditches (canaux en planches) pour y développer en 1905 la méthode hydraulique.

La *Colombie Britannique*, avec un rendement de 6.264.000 $, montre un léger accroissement, dont on est principalement redevable au district de *Similkameen*.

Mexique. — L'industrie minière en général est en grand progrès dans la République, et l'or, comme les autres métaux, voit chaque année sa production s'augmenter d'une façon régulière.

Le district aurifère principal est celui dit d'*El Oro*, à 90 milles de la capitale Mexico, où se trouve un groupe de mines remarquables, placées dans des conditions excellentes et présentant un bel avenir (Voir, page 583, la monographie de ce district).

On signale aussi d'importantes découvertes dans le Nord du Mexique à *Lluvia-de-Oro*, *Minaca* et *Santa-Barbara*.

Guyanes. — La production de l'or dans les Guyanes et surtout dans la Guyane française est en notable accroissement depuis quatre ou cinq ans. La découverte de l'Inini, riche région située à 250 kilomètres à l'intérieur de la Guyane française, en a été la principale cause. Plus de 40 millions de francs d'or en ont été extraits depuis sa découverte.

L'ouverture du riche filon d'Adieu-Vat, dans la commune de Sinnamary, paraît devoir être le prélude d'un développement minier actif dans la Guyane française. La construction du chemin de fer, allant de Cayenne aux placers, aidera beaucoup à la réalisation de ces mines. Actuellement la production déclarée en douane, à Cayenne, varie entre 12 et 15 millions de francs d'or par an.

Égypte. — En *Égypte*, l'année 1904 marque une date dans la reprise de l'activité minière au *Soudan*, grâce aux résultats encourageants donnés par la mine *Um Rus*.

La participation de la firm *John Taylor and Sons* et de M. *Georges B. Robinson* dans l'industrie minière égyptienne a aussi attiré l'attention. Jusqu'ici on est resté dans la période préparatoire des recherches et des explorations.

Les mines d'or de l' **Inde** continuent à avoir comme principal producteur le district de *Colar*, où un groupe de sept sociétés maintient une production importante.

On s'attend cependant à voir ces rendements faiblir, si de nou-

velles découvertes ne sont pas faites. Pendant l'année 1904, la production totale a été de 3.073.241 onces d'or fin.

En **Corée,** les mines de la Société *Oriental Consolidated*, dans le district de *Wunsan*, ont produit 850.000 $; mais la guerre a arrêté toutes ces opérations.

Il faut noter aussi qu'une grande partie de l'or figurant aux exportations de la Corée est d'origine chinoise.

Le **Japon,** qui avait jusqu'à présent une production négligeable d'or, paraît devoir tenir un certain rang à l'avenir, à la suite d'importantes découvertes faites dans le district de *Iwae*.

A **Sumatra,** les mines de *Redyang Lebong* et de *Lebong Scolit* et autres environnantes sont en accroissement de production.

Par contre, les mines de **Célèbes,** de **Borneo** et de la **Nouvelle Guinée** n'ont pas répondu aux espérances que les premières prospections y avaient fait naître.

REVUE DES PLUS GRANDES MINES D'OR DU MONDE ENTIER

États-Unis. — La plus grande mine d'or du monde entier est celle de *Homestake*, dans le *South Dakota*. C'est, en même temps une des plus pauvres en tant que teneur du minerai, qui ne contient en moyenne que 3 $,60 *d'or à la tonne* (18 *fr.* 72); mais les frais ne s'élèvent qu'à 2 $, 40 (12 *fr.* 48).

On traite à l'heure actuelle plus de 1.400.000 *tonnes par an* avec 900 *pilons*, et on se propose d'augmenter incessamment ce chiffre de 200 *pilons de plus*. La production de cette mine dépasse maintenant 20.000 *onces d'or fin par mois*.

A 3 milles environ de distance du Homestake, se trouve la mine de *Golden Reward* qui, comme la précédente, est entièrement contrôlée par du capital américain. Cette mine produit environ 500.000 *francs d'or par mois*; mais ses perspectives d'avenir lui permettent d'espérer un grand accroissement sur ce chiffre. Nombreuses sont les mines qui produisent des dividendes supérieurs à ceux de Homestake, mais aucune d'elles ne lui est comparable en tant que quantité de minerai traité.

La mine qui lui fait immédiatement suite à ce point de vue est celle de *Alaska Treadwell*, dans l'île de *Douglas* (*Alaska*). Cette mine compte 540 pilons; mais ils ne travaillent pas d'une manière continue toute l'année, à cause du manque d'eau. On peut estimer son extraction annuelle à environ 600.000 *tonnes*. Son minerai contient à peine 2 *dollars* (10 *fr.* 40) *d'or à la tonne*, ce qui montre qu'elle est la mine qui *travaille les minerais les plus pauvres du monde entier*; mais étant données les facilités exceptionnelles de traitement qui les caractérisent, les frais de traitement ne dépassent pas 1 $,20 (6 fr. 24).

En tant que quantité totale d'or produit, la mine de Treadwell est loin d'être une des premières, mais c'est néanmoins une exploitation digne d'attention par l'énorme quantité de minerai à bas titre qui y est traité avec profit. L'affaire a déjà payé plus de 25 millions de francs de dividendes.

Il faut aussi citer comme grand producteur aux États-Unis la mine de *Portland* dans le district de *Cripple Creek*. Elle produit

environ 1.150.000 *francs d'or par mois*; mais elle paraît être moins assurée de son avenir que les deux précédentes.

On peut citer aussi une autre grande mine dans le Colorado, le *Camp Bird*, qui produit environ 170.000 $ *par mois* (*environ* 850.000 *francs*) et qui a devant elle un bel avenir.

Il n'existe au Mexique qu'une mine atteignant des productions pareilles, c'est la mine de *El Oro*, avec ses 200 pilons, qui arrive maintenant à produire une quantité mensuelle d'or *de* 1 *million de francs environ.*

Australie Occidentale. — On compte dans cette province six mines qui peuvent prétendre à un rang élevé au nombre des grands producteurs d'or. Ce sont les mines : *Boulder Perseverance*, *Golden Horseshoe*, *Great Fingall*, *Great Boulder*, *Ivanhoe* et *Oroya Brown-hill.* Toutes ces mines sont bien conduites et possèdent des réserves qui *assurent leur marche régulière* sur leur pied de production actuel, *pendant nombre d'années à venir.*

La mine *Great Fingall* est certainement, au point de vue technique, intrinsèquement, la meilleure de toutes, et il est certain qu'elle peut soutenir sa production actuelle d'environ 50.000 *francs par jour* pendant une longue durée. C'est d'ailleurs le coefficient des mines Persévérance et Horseshoe; mais il ne paraît pas probable qu'elles puissent le dépasser beaucoup.

Quant aux mines *Great Boulder* et *Ivanhoe*, elles ne peuvent guère augmenter sensiblement leur rendement actuel.

La mine *Oroya Brown-hill* a passé, en 1903, de 140.000 à plus de 200.000 $ de production d'or par mois, et elle pourra maintenir ce dernier chiffre pendant nombre d'années. Toutes les autres mines de l'Ouest Australien sont loin de pouvoir prétendre à des chiffres de production comparables à ceux que je viens de citer.

La mine *Mount Morgan* dans le Queensland peut produire environ 250.000 $ d'or par mois, et il est certain qu'elle pourrait même produire davantage. Pour le moment, le rendement est inférieur à ce chiffre, parce qu'on exploite, en carrière, les niveaux superficiels, au moyen d'excavateurs, et qu'on en retire tous les minerais pauvres qu'on avait précédemment laissés en place, vu qu'il était impossible de les traiter avec bénéfice. C'est une mauvaise période à passer.

NOUVELLE-ZÉLANDE

En Nouvelle-Zélande, la mine Waihi, avec un rendement mensuel d'environ 250.000 $, est encore une des grandes mines à citer dans cette région. D'après l'opinion de M. J.-H. Curle, qui s'est livré à une très intéressante étude sur toutes ces grandes mines, le développement futur de la mine Waihi ne fait pas de doute. Elle peut, tout en maintenant cette production considérable, conserver toujours une réserve de minerai en vue dépassant un million de tonnes.

INDES ANGLAISES

Aux Indes Anglaises, les deux grandes mines *Champion Reef* et *Mysore* tiennent, de beaucoup, la première place. Il paraît cependant qu'elles ont atteint et même dépassé leur période de production maxima, car leurs réserves de minerais en vue s'épuisent et sont insuffisantes pour justifier la valeur de Bourse de ces mines.

Il faut cependant dire que les travaux récents de développement en profondeur ont donné des résultats très encourageants.

TRANSVAAL

Au Transvaal, on a vu jusqu'à ces derniers temps ce curieux phénomène d'une douzaine de grandes mines d'or travaillant seulement à la *moitié de leur capacité réelle* par suite du manque de bras. Depuis le commencement de l'introduction de la main-d'œuvre jaune, cette situation a complètement changé, et ces mines reprennent, dans l'ordre de production des grandes mines du monde entier, le rang qui leur est dû.

Parmi les 17 plus grandes mines du Transvaal, 10 appartiennent à la classe des mines travaillant sur les affleurements, 6 sont des deep-levels de premier rang et 1 un deep-level de second rang. La mine Ferreira Deep qui, en 1903, venait seulement la vingt-deuxième sur la liste des grands producteurs d'or, s'inscrit à présent tout à fait en tête de cette nomenclature.

CONCLUSIONS

J'ai cherché à exposer dans cet ouvrage l'état actuel de l'industrie aurifère dans les principaux pays producteurs, en faisant ressortir les caractéristiques principales des méthodes, envisagées au triple point de vue : technique, économique et financier.

Je ne me dissimule pas les lacunes que doit forcément présenter un pareil travail. Comme je l'ai dit au début de ces lignes, chaque jour apporte à l'ensemble de nos connaissances un chapitre nouveau. Des méthodes originales, comme la cyanuration par exemple, font époque dans l'histoire des exploitations aurifères et se traduisent par des résultats économiques et financiers dont j'ai démontré l'importance par des chiffres et par des diagrammes convaincants. De tels progrès ne sont pas fréquents, et il est probable que, de même que le moulin à or californien est resté pendant plus de trente ans le prototype indiscutable de l'industrie aurifère, de même, la cyanuration ou ses dérivés resteront pendant une période prolongée la solution, universelle en principe, du traitement des minerais où l'or se trouve sous des formes rebelles à l'amalgamation. J'évite à dessein de dire à l'état combiné, car, en réalité, nous ignorons à l'heure actuelle la nature de l'association de l'or avec les minéraux ou les corps qui s'opposent à son amalgamation. Dans cet ordre d'idées, un champ des plus vastes est ouvert aux investigations d'ordre scientifique.

Il était donc utile, au point de vue de la pratique courante des prochaines années à venir, de fixer, au moins dans leurs grandes lignes, les procédés en usage pour la cyanuration des minerais aurifères et de donner une idée des prix de revient qu'on peut espérer obtenir par son application raisonnée et par l'emploi de dispositifs économiques, dont j'ai donné un certain nombre d'exemples, tirés de la pratique, susceptibles par conséquent d'être

obtenus dans les installations à créer, en profitant des résultats acquis.

Vouloir aller plus loin m'aurait entraîné à des redites et m'aurait obligé, pour être absolument complet, à exposer en détail la pratique de la plupart des mines d'or du monde entier. J'ai dû me borner aux grandes lignes.

Mais, en dehors des principes mêmes des méthodes, il se produit des améliorations incessantes dues à une conception plus exacte et plus logique des diverses phases du traitement. Ce champ là est. on peut le dire, indéfini, et il reste ouvert chaque jour à de nouveaux efforts. Leur influence sur le rendement des mines peut avoir une importance sinon égale, au moins comparable à l'invention d'une méthode nouvelle. Il est indubitable par exemple, que l'emploi récent des tube-mills, comme appareils finisseurs du broyage, permet de donner aux moulins californiens existants une capacité de traitement double au moins de leur puissance antérieure et ce, sans avoir besoin de renouveler de fond en comble les immobilisations déjà faites, mais seulement par une addition de matériel ne représentant qu'une faible partie de l'économie réalisée, dans une seule année, grâce à leur emploi. De tels progrès ont une influence non seulement sur les affaires déjà en cours de production, mais aussi sur les nouvelles, en permettant de réaliser dans les prévisions de dépenses de premier établissement, des économies très importantes.

Dans cet ordre d'idées, je n'ai pu enregistrer que les résultats acquis, mais je n'ai pas pu prévoir les progrès de demain. Or le nombre de ceux qui cherchent est considérable, et parmi ces chercheurs se trouvent des personnes possédant une grande pratique et, souvent, la science et la pratique réunies : c'est dire que leurs efforts seront certainement couronnés de succès.

J'ai cherché à indiquer tout au moins le sens dans lequel ces progrès se produiront, et c'est pourquoi je me suis étendu avec quelque insistance sur les questions de broyage, qui sont, en ce moment, le point capital de tout traitement rationnel.

*
* *

Si nous cherchons à synthétiser un peu tout cet ensemble de faits pour dégager les idées maîtresses, nous voyons tout d'abord, en ce qui concerne les alluvions aurifères, une voie nouvelle ouverte depuis peu ; c'est celle de l'exploitation mécanique, se substituant à l'effort manuel, conformément à l'évolution naturelle de toutes les industries extractives. Retardée plus que toute autre, à cause des difficultés de communication et de transport sur les lieux où elle s'exerce d'habitude, l'industrie placérienne est appelée, plus que tout autre aussi, à utiliser les voies de communication rapides et économiques qui se construisent de toute part dans les pays aurifères.

Ce sont donc les pays neufs récemment pourvus de voies de pénétration : la Sibérie, l'Afrique Centrale, l'Amérique du Sud, qui seront sous peu ou qui sont déjà les pays aurifères destinés à servir de théâtre aux méthodes nouvelles. Ces dernières ont, au point de vue technique, fait déjà leurs preuves.

Si nous passons à présent au traitement de l'or filonien, nous constatons, par le simple historique des faits, que le Transvaal n'est plus, au point de vue des méthodes de traitement de ses minerais, à la tête du mouvement et du progrès.

Tout le monde sait que le merveilleux développement du Rand a été dû aux facilités exceptionnelles que présentait ce gîte, unique au monde. Régularité de la couche et régularité de la teneur ; minerai facile à amalgamer dans toute la région superficielle, mise la première en exploitation ; application par conséquent, immédiate, d'un appareil parfait, le moulin californien, le tout mis à la disposition d'une race active et énergique, pleine d'initiative, ne professant pas le respect des diplômes, ne demandant au personnel dirigeant que des connaissances théoriques sommaires, souvent même tout à fait rudimentaires ou nulles. Ce personnel, formé uniquement par la routine, mais possédant au plus haut degré les qualités, si utiles dans ces cas là, d'entente pour la conduite des ouvriers, d'énergie,

et de volonté était, dans toute l'acception du mot, un personnel de « Selfmademen ». La majorité d'entre eux étant d'ailleurs des Américains, formés dans le Far West, apportaient leurs connaissances acquises dans les moulins californiens, sans songer à faire autre chose que ce qu'on leur avait appris.

Les choses ont changé de face quand il a fallu aborder le traitement des minerais provenant des deep levels. Il a fallu, grâce, il faut le dire, au système anglais des Ingénieurs-Conseils, dirigeant de haut tout ce personnel subalterne et capables, eux, d'inaugurer des méthodes rationnelles et nouvelles, transformer les procédés, reprendre, avec le succès que l'on sait, les tailings abandonnés par les premiers exploitants pour en retirer l'or par la cyanuration, mettre cette dernière au point, faire, en un mot, un effort gigantesque, de l'intensité et de la valeur technique duquel ne se doutent guère ceux qui en ont le plus profité.

Pendant ce temps les Américains, mieux outillés comme personnel, mieux servis par les ressources d'un pays déjà organisé et muni de voies de communication, prenaient à leur tour les devants et apportaient, surtout dans le traitement des minerais pauvres, des améliorations dont des monographies comme celles de Tradwell, de Homestake, de Cripple Creek, que j'ai données ci-dessus, donnent une idée. Ils innovaient, notamment au point de vue des broyages, des procédés et des appareils qui commencent à peine à pénétrer au Transvaal.

Dans une autre partie du monde, en Australie, la découverte des grands gisements de l'Australie de l'Ouest, où l'or est associé à des tellurures et à d'autres corps gênants, dans un pays entièrement dépourvu d'eau et de ressources, surtout dans les débuts, avec une main-d'œuvre hors de prix, donnait naissance à une méthode qui, rompant définitivement avec les procédés du Transvaal, arrivait à une extraction des plus satisfaisantes avec le broyage à sec et la cyanuration des slimes au moyen de cuves avec agitateurs et finalement, passage aux filtres-presses.

Quelles sont, dans ces divers pays, les prévisions futures de développement? Ont-ils atteint leur épanouissement normal ou bien assisterons-nous, dans un avenir plus ou moins rapproché, à un développement plus intense, à un abaissement progressif des

prix de revient et, somme toute, à un accroissement de production comparable à celui qui a marqué la dernière décade?

Pour répondre à ces diverses questions, il faut envisager, dans son ensemble, la répartition de la main-d'œuvre et des autres dépenses dans le prix de revient des mines d'or.

Voici, en ce qui concerne l'Australie, des chiffres extraits du Rapport annuel de la *North Boulder Mining C°*.

Main-d'œuvre et surveillance	71,99 0/0
Combustible	9,04
Fournitures et explosifs	8,33
Eau	4,23
Direction et frais généraux	3,82
Réparations	1,71
Outils	0,28
Transports	0,41
Laboratoire, analyses etc	0,19
	100,00

Voici une répartition analogue pour le Transvaal, avant l'introduction de la main-d'œuvre jaune; d'après le Rapport de la *Consolidated Goldfields of South Africa* :

Main-d'œuvre et salaires des employés	58,97 0/0	31,14 0/0
Main-d'œuvre des noirs		27,83
Explosifs		10,91
Combustible		8,98
Matériaux de construction		3,79
Entretien de moulins		3,47
Produits chimiques		2,55
Eclairage		1,35
Fourrage		0,43
Divers		9,55
		100,00

On voit le rôle prépondérant joué par la main-d'œuvre dans ces prix de revient. Or, si la question, si grave, du travail paraît résolue d'une façon satisfaisante au Transvaal, par suite de l'introduction récente de la main-d'œuvre chinoise, il est loin d'en être ainsi en Australie. Les ouvriers australiens ont la journée de huit heures seulement, à savoir sept heures et demie de travail effectif pour les jours de semaine, une demi-heure étant accordée pour le déjeuner (*crib*), et la journée du samedi étant de cinq heures et demie seu-

lement. Cette derniere est même discutée, l'intention des groupements ouvriers étant d'appliquer la décision de l'Arbitration Court, qui donne quarante-huit heures consécutives de repos hebdomadaire aux ouvriers de la surface et aux ouvriers du fond.

Voici l'échelle actuelle des salaires à Kalgoorlie :

NATURE DU TRAVAIL	SALAIRE JOURNALIER	SALAIRE HEBDOMADAIRE	
	sh.	£.	sh.
Surveillants, chefs d'équipe, payés au mois..	16	4.	16
Mineurs (chantier à sec).....	11/8	3.	10
— (chantier donnant plus de 4 m³ d'eau en 8 heures).....	13/4	4.	
Boiseurs ordinaires.....	13/4	4.	
— à l'entretien des puits.....	16/8	5.	
Rouleurs à l'intérieur.....	10/6	3.	3
Amalgamateurs.....	13/4	4.	
Ouvriers des bocards.....	10	3.	
Ouvriers de la cyanuration.....	11/8	3.	10
Charpentiers et menuisiers.....	15	4.	10
Forgerons.....	15	4.	10
Taillandiers.....	13/4	4.	
Maçons et plombiers.....	15	4.	10
Mécaniciens (certificat de 1re classe).....	13/4	4.	
— (— de 2e classe et graisseurs).	11/8	3.	10
Manœuvres à la surface.....	10	3.	
Charretiers.....	11/8	3.	10
Gamins.....	8/4	2.	10
Perforation (chantier sec).....	13/4	4.	
— (chantier avec eau).....	15	4.	10
— (aides).....	12/6	3.	15

L'introduction de la main-d'œuvre étrangère, notamment de la main-d'œuvre jaune, étant sévèrement prohibée en Australie, il n'y a aucune raison pour voir diminuer ces prix de journées : il paraît donc difficile qu'on puisse réaliser du côté de la main-d'œuvre une économie quelconque sur les prix de revient actuels. La probabilité d'un accroissement continu des salaires est au contraire à envisager.

Il semble donc que le développement des affaires aurifères en Australie sera sérieusement entravé par la question de la main-d'œuvre et que seules les mines à teneurs élevées pourront supporter les frais qui en résulteront. Or ces mines très riches ne sont pas

de durée illimitée et ne constituent pas une réserve inépuisable, dans laquelle on puisse venir prélever des productions sans cesse croissantes sans en hâter l'épuisement prématuré.

Au Transvaal, au contraire, la main-d'œuvre jaune permet de prévoir, pour les temps prochains, un nouvel accroissement de la production, coïncidant avec l'aménagement mieux compris des deep-levels et aussi avec la mise en valeur de gîtes nouveaux, notamment dans les North Rand Series (De Waru Mines), qui viennent de faire leur apparition.

Il existe bien, en Angleterre même, une certaine opposition au recrutement de la main-d'œuvre chinoise en vue de l'exploitation des mines du Transvaal, basée sur des considérations humanitaires; mais elles n'ont guère de chance d'entrer en ligne de compte dans un pays où l'esprit public n'est pas enclin à se laisser aller à des idées sentimentales, surtout lorsqu'un intérêt pécuniaire se trouve sérieusement engagé, comme c'est le cas dans l'espèce. Il n'y a, à mon avis, aucune probabilité de voir rapporter cette mesure, d'ici à un temps déterminé tout au moins.

Dans l'un et l'autre de ces pays, les affaires aurifères sont arrivées à se tasser d'une façon à peu près définitive, et on ne voit pas d'autre perspective, en fait d'affaires nouvelles, que le développement normal des exploitations en profondeur ou la mise en valeur de certaines parties du Main Reef, qui deviendront payantes par suite de l'abaissement des prix de revient, consécutif à l'emploi de la main-d'œuvre jaune.

Ce que je dis de l'Afrique du Sud et de l'Australie s'applique aussi aux États-Unis. Ces trois grands producteurs d'or sont arrivés à la période de développement rationnel de leurs affaires, et la plupart des titres de ces sociétés aurifères ont atteint et même souvent dépassé leur valeur réelle.

On voit, en résumé, que le développement des affaires aurifères dans un pays ne tient pas seulement à une question de traitement de minerais, ni même à la richesse intrinsèque de ses filons. Il faut encore qu'on puisse disposer d'une main-d'œuvre suffisante et facile à recruter sur place. L'histoire du Transvaal est là pour en donner la preuve.

A ce point de vue, l'Afrique centrale, qui a été le grand réservoir

de main-d'œuvre dans lequel on a déjà puisé largement à l'époque de l'esclavage, paraît de voir jouer dans l'avenir un rôle qui sera d'autant plus utile à tous les points de vue que la civilisation, qui pénètre de toutes parts à l'intérieur de ce grand Continent, a pour résultat immédiat et rapide un accroissement considérable de la population indigène, qui a cessé d'être décimée par les razzias et les guerres de tribu à tribu.

Il semble que c'est de ce côté que doivent s'orienter les vues d'avenir. Notre pays y est d'autant plus intéressé qu'il détient la majeure partie des régions reconnues comme aurifères et qu'il pourra y trouver un emploi pour ses capitaux, qui jusqu'ici n'ont pu s'utiliser que dans des pays aurifères étrangers.

CONVERSION EN MESURES MÉTRIQUES DES POIDS ANGLAIS POUR LES MÉTAUX PRÉCIEUX

(ONCE TROY)

1 once troy = 31gr,103500 = 20 pennyweights (dwts) = 480 grains (grs)

SOUS-MULTIPLES DE L'ONCE TROY

DWTS	GRAMMES	DWTS	GRAMMES	DWTS	GRAMMES	DWTS	GRAMMES
1	1,555175	6	9,331050	11	17,106925	16	24,882800
2	3,110350	7	10,886225	12	18,662100	17	26,437925
3	4,665525	8	12,441400	13	20,217275	18	27,993150
4	6,220700	9	13,996575	14	21,772450	19	29,548325
5	7,778875	10	15,551750	15	23,327625	1 OZ	31,103500

SOUS-MULTIPLES DU PENNYWEIGHT (DWT)

1	0,064799	7	0,453593	13	0,842387	19	1,231181
2	0,129598	8	0,518392	14	0,907186	20	1,295980
3	0,194397	9	0,583191	15	0,971985	21	1,360779
4	0,259196	10	0,647990	16	1,036784	22	1,425578
5	0,323995	11	0,712789	17	1,101583	23	1,490377
6	0,388194	12	0,777588	18	1,166382	1 Dwt	1,555176

CONVERSION EN MESURES MÉTRIQUES DES POIDS RUSSES POUR LES MÉTAUX PRÉCIEUX

(ZOLOTNIK ET DOLIS)

1 poud = 40 livres = 16.381 grammes.
La livre russe = 409gr,5174.
La livre contient 96 zolotniks et 9,216 dolis (1 zolotnik = 96 dolis).

SOUS-MULTIPLES DU ZOLOTNIK

DOLIS	GRAMMES	DOLIS	GRAMMES	DOLIS	GRAMMES	DOLIS	GRAMMES
1	0,044	25	1,110	49	2,177	73	3,243
2	0,088	26	1,155	50	2,221	74	3,288
3	0,133	27	1,199	51	2,266	75	3,332
4	0,177	28	1,244	52	2,310	76	3,377
5	0,222	29	1,288	53	2,355	77	3,411
6	0,266	30	1,333	54	2,399	78	3,466
7	0,311	31	1,377	55	2,444	79	3,510
8	0,355	32	1,422	56	2,488	80	3,555
9	0,399	33	1,466	57	2,522	81	3,599
10	0,444	34	1,510	58	2,577	82	3,644
11	0,448	35	1,555	59	2,621	83	3,688
12	0,533	36	1,599	60	2,666	84	3,733
13	0,577	37	1,644	61	2,710	85	3,777
14	0,622	38	1,688	62	2,755	86	3,822
15	0,666	39	1,733	63	2,799	87	3,866
16	0,711	40	1,777	64	2,844	88	3,910
17	0,755	41	1,821	65	2,888	89	3,955
18	0,799	42	1,866	66	2,933	90	3,999
19	0,844	43	1,910	67	2,977	91	4,044
20	0,888	44	1,955	68	3,022	92	4,088
21	0,933	45	1,999	69	3,066	93	4,133
22	0,977	46	2,044	70	3,110	94	4,177
23	1,022	47	2,088	71	3,155	95	4,222
24	1,066	48	2,133	72	3,199	96	4,266 = 1 *zolot.*

INDEX ALPHABÉTIQUE

Les chiffres **en caractères gras** indiquent les pages où le sujet est principalement traité.

Les chiffres suivis d'une astérisque *, indiquent des illustrations se rapportant au sujet.

ABRÉVIATIONS PRINCIPALES

(All.), alluvions.
(Aust.), Australie.
(Cal.), Californie.
(Can.), Canada.
(Chl.), Chloruration.
(Cr.), Crique, rivière.
(C°.), Compagnie, Société.
(Cy.), Cyanuration.
(Dr.), Drague à or.
(Guy.), Guyane française.
(Hyd.), Méthode hydraulique.
(Klon.), Klondyke, Yukon.
(Mill.), Moulin à or.
(N.-Z.), Nouvelle-Zélande.
(Plac.), Placers.
(Sib.), Sibérie.
(St.), Stamps, pilons.
(U. S. A.), Etats-Unis d'Amérique.

A

Accidents de marche, 539, 779.
Acidité, 662.
— (cyanuration), 702, 704, **705**.
— (détermination de l'), 662.
— latente, 662.
— du minerai, 662.
Addition de chaux, 702, **764**, 814.
— dans la batterie, 764, 817.
— hors de la batterie, 764, 818.
Adelaïde (Aust.), 670.
Adieu-Vat (Guy.), 129, 468, 471*, 865.
Adrar, 64.
Aération des pulpes, 813.
Affaires aurifères anglaises, **16**.
— (Création des), **13**.
— (filiales), **17**, **858**.
Afrique Centrale, 10, 56, **873**, **878**.
Afrique Occidentale, 9, 135.
Afrique du Sud, 663, 707, 713, 715, **813**, 855.
Agitation des pulpes, **671**, **694**, 717, 813, **817***, 838, 874.
Ajutages, 360*, 687*.
— (Débit des), 362.
Alaï (monts), 62.
Alaska, **430**, 436, **625**, **629**, **737**, **740***, **846**, **867**.
Alaska, Juneau C°, 740.
— Mexican C°, **740**.
— Treadwell C°, **740**, 867.
— (Prix de revient), 759.
— United Gold Mg. C°, 740.
Alder Riv. (dragage), 847.
Aldinga (Dr.), 261.
Alexandra (City), 210.
Alexandra (Drague), 230, 259.
Alexandre (Archipel), 438.
Alimentation des batteries, **530***, 619.
Allemand (Moulin), 503.
Alliages monétaires, 30.
Alluvions aurifères, **55**, **113***, **129***, **873**.
Allemagne, 13, 626, 636, 676, 763.
Alluvions anciennes, 60*, 159, **440***.
— (Classification des), 60*.
— agglomérées, 262*.
— gelées, 311, **420***.
— glaciaires, 62*.
— (Méthodes d'exploit. des), 63, **96**, **171**, **873**.
Alluvions récentes, 61.
— (Tempérament des), 166.

Alluvions (Trait. par le vent), 98*
Alpine n° 1 (Dr.), 259.
Altaï (Sib.), 864.
— du Sud, 587, **728**.
— (Monts), 864.
Amador Canal C°, 351, 358.
Amalgamation, 621, 754.
— à l'eau salée, **753**.
— (des Deep-levels), 739, **859**.
— (plaques d'), 475, **528**, 533.
Amalgamateurs (ouvriers), 597, 625, 627, 754.
Amalgame, 91.
— d'or, 30.
— (Trait. de l'), 91, **379**, **537***.
American River, 336, 364.
Américains (Sondages), 159, 445*.
— (méth. de cyanuration), **668**.
Amerikanka (Sib.), **328**.
Amérique, 655, 738.
— du Sud, **873**.
Amicus (Mill), 761.
Amour (Fleuve), 117, 864.
— (Placers de l'), **291**, 864.
Anaconda, 601.
Andes, 23.
Angelo C°, 682*, 850.
— Deep C°, 862, 863.
Angel's Camp, 22.
Angleterre, 601, 626, 636, 877.
Anglo-Saxons, 6*, 56.
Anker, 620.
— Transporteur, 228, 622*, 677*, 679*.
Annie Mine, 847.
Anson (County), 22.
Antidote pour cyanure, **735**.
Antimoine, 633, 706, **732**, 734, 772.
Antifriction (métal), 523.
Anvil block, 511*.
Appareils mécaniques (all.), **206***, **264***, 864, 873.
— finisseurs (broyage), **568***.
Approuague (Riv.) (Guy.), 146, 152.
Argall, 566.
Argent, 26, 641, 706, 725, 772.
Arrault (fils), 163.
Arsenic, 634, 706, 772.
Assèchement (alluv.), 182*, 193*.
Associated (Mine), 827, 829.
Atlin, 372*.
— (Lac), 438.
Atomicité de l'or, 29.
Auge sibérienne, 81*.
Aurifères (Caract. des sol.), 28, 32.
Auro-argentifères (minerais), 479.
Australasie, **845**.
Australie, 3, 25, 36, 381, 585, 601, 626, **634**, 738, 844, **848**.
Australie du Sud, 849.
— Occidentale, 98, 664, 666, 675, 825, **848**, 868, 874.
Autriche, 23.
Auzias (Turenne), 421.
Avantages des puits communs, **859**.
Awa (Riv.) (Guy.), 146.

B

Babcock et Wilcox (Chaud), 794.
Babitt metal, 523.
Bagues de cylindres, **554**.
— (Usure des), 551.
Bailey's Consol. Mine, 670.
Bald Mountain Mine, 419.
Balbach Smelt. Ref. C°, 711.
Ballarat, 23, 24.
Balling, 45.
Ball-joint (Hyd.), 360*.
Balmoral (Mine), 854, 857.
Bakery Hill, 23.
Baoulé, 26.
Baril (Chlor. au), 644, **649**, **803**.
— (Procédé au), 638, **805**.
Barrages (All), **179***, 335, **343**.
— (Construction des), **179***.
Bartsch (Concasseur), 484, **492***.
— (Table), 598*.
Bas métaux, 479, **608**.
Batée, 56, **65***.
— (Boukhare), 69.
— (Essais des quartz à la), 72.
Batée nègre, 65*, 68*.
Bath (City), 399.
Bathurst, 23.
Bâti des pilons, **508***.
— en béton, **749**.
Batterie de bocards, **502***, 751*.
Batteurs Peck, 229.
Bazin (Laveur), 279*, 758.
Bear River (Hyd.), 336.
Becquerel, 27.
Bed-rock, 121, 131, 341, 399.
— (Placer), 364.
— (glaise interposée), 133.
— (pénétration de l'or), 121, 131.
Bench gravel (Klon.), 441, 452.
Behring (Mer de), 431, 436.
Bendigo (Aust.), 24, 464, 674, 848.
Berezowsk (Sib.), 26, **306**.
Bertrand (Mill.), 548, 951.
Berzelius, 29.
Bignell's n° 1 (Dr.), 261.
Bingham, 847.
Birtch Creek (Klon.), 450.
Bismuth, 633, 772.
Black Hawk, 594.

Black Hills, 541, 625, 628, 740, 760, 779.
Blacktail Mine, 760.
Blackwater Riv., 261.
Blagoviestchensk (Sib.), 129, 421.
— (Plac.), 132.
Blake (Concasseur), 484, **487***, 620, 646, 668, 776, 789.
Blanche Barkly (pépite), 23.
Blankets, 595.
Blende, 479, 595, 828.
Blue Lead, 399.
— Tent (Hydr.), 336, 344, 350, 380.
Bocards, **503***.
— (Fondation des), **506***.
Boers, 859.
— (Guerre avec les), 665, 851.
Bogoslowsk (Lavoir de), 297*.
Bonanza, 454, 850, 854, 856.
— creek (Klondyke), 431.
— (Drague), 455*.
— Gold C°, 711.
Bonstella (E.-J.).
Bords (rims), (hydraulique), 399.
Bornéo, 866.
Boruschka, 26.
Boston (Placer), 364.
Boukharie (Placers de la), 61*, 200*.
— (méthode sarte), **200***.
Boulder Main Reef C°, 829.
Boulets (Moulins à), 500, **558***, 829, 838.
Boussingault, **29**.
Bowie (J.), **350**.
Bracket Flume, **349***.
Brésil, 54, 196.
British South Africa C°, **863**.
Bromo-cyanuration, **675**, 738, **838**.
— (Prix de revient), 841.
Brownhill C°, 841.
Broyage, **483***, 746, 774.
— double (à El Oro), **583**.
— (Comparaison des), **550**, **564**, **829**, **837**.
— à sec, 501, 668, 738, 825, 829, **834***, **837**, 874.
Broyeurs, **484***.
Bartsch, 484, **492***.
— Blake-Marsden, 484, **487***, 838.
— Carr, 500, 501.
— Comet, 674.
— à cylindres, **544***.
— cyclone, 500.
— Dodge, **490***.
— finisseurs, 484.
— Griffin, 829.
— Huntington, **490**, 501, **570***, 829.
— Morel, 501.
— à noix, **485***.
— à pendules, 573.
— Vapart, 500.
Brunton, 590.
Bucaramanga, 26.
Buckenridge, 25*.
Buhre (Vanneur), 101*.
Buller Junction (Dr.), 260.
Bullion Mine, 740.
Burrandong, 24.
Butte County, 184*, 334, 350, 847.
— (Chantier en), **266***.
Butter et Meind (distribut.), **687***, 795.
Butters et Hamilton, 583.
Bygounis (Sib.), **543**.

C

Cabarrus County (Cal.), 22, 640.
Cabinet de S. M., 427*.
Cadmium, 48.
Cafres (recrutement des), 851.
Caisses de précipitation, **688***.
Cairntrodlie (Dr.), 260.
Cajones (Rio), 26.
Calaveras, 22, 24.
— (County), 22, 24, **351**.
Caledonian Mg. C°, 760.
California, 22, 344, 351.
— Sierra, 22.
Californie, 6, 56, 159, 248, 254, **332***, 339, 350, 381, 398, 629, 632, 694, **845**.
Callaghan's Creek (Dr.), 261.
Calvert, **29**, 635.
Cames de pilon, **524***, 790.
— Blanton, **526***.
— (Mode de fixation), 524, 527*.
— New Blanton, **526***.
— (ordre de chute), 525.
Caminetti (Loi), 336.
Cammet (table), 606.
Camp Bird, 683, 716, 738, **789**, 868.
— (Prix de revient), 794.
Canada, 3, 430, 601, **845**, 864.
Canadian Gully, 23, 24.
Cap Nome, **339***, 421, 846.
Caractères des sels d'or, **32**.
Caractéristique (Rapport), 161.
— (des exploit. aurifères), **10**.
Cariboo, 438.
Car load, **412**.
Carlson (Vanneur), 99*.
Carnet de sondage, 165.
Caroline du Nord, 22, 802.
— du Sud, 738.
Carr (broyeur), 500, 501.
Carsewène, 26.
Carson Hill, 22, 24.
Cassel Comp, 835.
Cassiar (Riv.), 430.
Cassius (Pourpre de), 663.

Causes de pertes (Mill.), **541**, **631**.
Cayenne, 23, 139, 865.
Célèbes, 866.
Centennial Eureka, 847.
Central Charlton (Dr.), 260.
— City, 587, 594.
— Mataura (Dr.), 260.
Ceylan, 54.
Chalcopyrite, 478, 594, 761, 802, 828.
Challenge ore feeder, **531***, 748.
Champ d'or, 854, 856.
Champion reef, 869.
Chantier à bras (sluice), **171***, 189.
— en butte, **266***.
— chinois, **195***.
— avec guide-rope, **311***.
— en vallée, **270***.
Charleton, 467.
Charlton Creek (Dr.), 260.
Chaudet, 44.
Chaudières de dragues, 244.
Chaux (Addition de), 702.
Chester Will. Purington, 793.
Chevillot, 42.
Chicago (Dr.), 258*, 259.
Chili, 723.
Chinois (chantier), 195*.
— (Introduction au Transvaal), 877.
Chinoise (méthode) (All.), 195*.
— (pompe), 194*.
Chloruration, **638**, 644, 803, 805.
— au baril, 644, **649**, **803**.
— (dans la Caroline du Nord), **802**.
— (comparée à cyanur.), **805**.
— à Cripple Creek, **643**, **805**.
— (Etude de la), 638.
— à Mourt Morgan, 638.
— prix de revient, 645, **653**, **804**, **812**.
— par électrolyse, **811**.
Choco (Province de), 23.
Choix de l'emplacement (Mill.), **480**.
Chouga, 292.
Chougno, 206.
Chourf (Alluv.), 120*, 122*.
Christy (Samuel B.), 643.
Cinderella Deep, 863.
City and Suburban, 850.
Claims (Klon.), **456**.
— de découverte (Klon.), 458.
Clark, 638.
Classificateurs hydrauliques, **615***, 674, 763, **780***.
Classification, 607, **614***, **762**.
— des alluvions aurifères, 60.
— des appareils de broyage, **500**.
— à Homestake, **762**.
— des méth. alluv., 63, **96**, **171**.
— des minerais, **462**, **663**.
Clean up (alluv.), 91*, 191*.
— (filons), 535, 757, 768, 785, **792**.
Clermont (Aust.), 99.
Clevenger, 713.
Clutha (Riv.), 207, 214.
Clyde (Riv.), 210.
— dredging C°, 256, 259.
Coast and Yukon Ry, 438.
Coco (fibre de), 237.
Coeff. de sécurité (alluv.), 168.
— d'extraction (Cy.), **786**, 834, 841, 843.
Colar, 865.
Col d'oie (hyd.), 360*.
Colombia Hill, 357.
Colombie, 23.
— britannique, 372*, 430, 723, 865.
Colorado, 587, 594, 601, 627, 723, 727, 738, **789**, **845**, 868.
Combined (gold), 53, 462.
Comet (Concasseur), 674.
Comité chimique et minier, 734.
Commissaire des Débris, 336.
— des Mines, 456.
Compagnon Administrateur, 289.
Compagnons (Société par), 289.
Comparaison Bocards-Cylindres, **550**.
— broyage à sec et à l'eau, **837**.
— Cylindres-Moul. à boulets, **564**.
— Griffin-Moul. à boulets, **829**.
Comparaison des jauges, 496.
Concasseurs, **483***, 619, 789.
— Bartsch, **492***.
— Blake, 84, **487***, 620, 646.
— Comet, 674.
— Dodge, **490***.
— Gate, 668.
— gyratoire, **485***.
— à mâchoires, **483**.
Concentrateurs, 588, 751*, 793.
— (Classification des), **588**.
— Embrey, 601.
— François, 286*.
— Frue Vanner, 589, **599***, 793.
— de Gilpin County, **594***.
— Halley, 674.
— Hendy, 600*.
— Triumph, 601.
— Wilfley, **601***, 793.
— New-Wilfley, 603*.
Concentration, **586***, 618, 654, **731**, 756, 779, 793.
Concentrés, 542, **593**, 595, 665, 725, **732**, 756, 771.
— (analyse des), 794.
— (Formule de vente), 727.
— (Séchage des), 793.
Conclusions de l'auteur, **871**.
Conduites (hydr.), **347**, **360**, 391.

Consolidated Goldfields, 850, **852**, 862.
— Main reef, 850.
Consommation d'eau (pilons), **532**, 791.
— (alluv.), **304**, 306, 309, **380**, 414.
— (concentrateurs), 593, 599, 606.
— (cyanuration), 818.
— (de cyanure), 695, 785, 841.
— de zinc (Cy.), **626**.
Construction des barrages, **179***, 335, **343***.
— des canaux, **347***.
— des sluices, 85, **363***.
Contenance des godets (dragage), **222**, 250.
Contre-versant (Sondages à), 152*, 159.
Coolgardie, 670.
Coques en bois (dragues), 217.
— en fer (dragues), 218*.
Corée, 866.
Coréens (Méth. des), 195*.
Corliss, 794.
Cornouailles, 23.
Cornue de distillation, 279, **539***, **623***.
Coromandel, 834.
Cosmo Newbury, 633, 636.
Côte d'Ivoire, 135, 864.
Couleurs (alluv.), 69, 143.
Counamama (Guy.), 152.
Coupellation, **39**, **712**, **769**.
Courbes isofrancs (dragage), **167***.
Coût du traitement (Stamp mill), 597, **627**.
— du pompage (Cy.), **820**.
Cradle, **72***.
— Mactear, 73*.
Craig Globe Monitor, 360*.
Création des affaires d'or, **13**.
— des filiales, **17**, **858**.
Creed, 23.
Creuse, 23.
Creusets, 35.
Crevaux, 105.
Cripple Creek, 643, 664, 738, 805, **845**, 867, 874.
— (Chloruration à), **644**, 738, **805**.
Crocodile, 483.
Croghau-Kinshela, 23.
Cromwell, 259.
— dredging C°, 256, 259.
Crown, 835, 855.
— deep, 713, 738, **813**, **817**, 850, 862.
— reef, 850, 854, 856, 857.
Cubage des filons, 464*.
— des placers, **112***, **161***.
Cuivre, 641, 706, 725, 772, 848.
— gris, 478.
— des Lacs, 755.
Culm Saigurn, 587.
Culot de plomb (essais), 38.
Cumenge et Fuchs, 21, 207, 344.
— et Robellaz, 22.
Curie (J.-H.), 854, 869.
Custom Mill, 481, **647**.
Cutten, 210, 216.
Cuves de cyanuration, 683, 765.
— en bois, 684.
— en fer, 685*, **817**.
— (Nombre des), **821**.
Cyanide practice (James), 818.
Cyanuration, 638, **655**, **676***, 763, 779, **817**, **871**.
— en Australie, **670**.
— à Camp Bird, **695**.
— (Classific. des méth.), **663**.
— (Comp. avec chloruration), **805**.
— aux Etats-Unis, **668**.
— (Etude d'un minerai), 656.
— (Historique de la), 655.
— à Homestake, **760***.
— à Maitland, **772***.
— en Nouvelle-Zélande, **835**.
— Prix de revient, 673, 801, 818.
— au Transvaal, **664**, **817**.
Cyanure (Antidote pour le), **735**.
— d'or, 31.
— double, 31, **702**.
— (pertes de), 695.
Cyclone (broyeur), 500.
Cylindres (Broyeurs), **544**.
— (Comparés aux bocards), **550**.
— (Comparés aux moul. à boulets), **564**.
— à grande vitesse, 552.
— Humboldt, **554***.
— de Krom, **544***, 565, 641.
— Sturtevant, **557***.

D

Dahne, 676, 840.
Dajdlivoui (Plac.) Sib., **329***.
Dakota, 625, 628.
Dana (moulin à boulets), 567*.
Daourskaya C°, **318***.
Dascombe (pépite), 24.
Davidsen, 568, **575**, 578, 583.
— Tube-mill, 570, **575***, 666, 832, 840, **872**.
Davis, 336.
Daw, 836.
Dawson City (Klon.), **11**, **421**.
Deadwood C°, 713, 760.
Débit des concentrateurs, **594**, 596, 599, **604**, 611.
Débit des moulins, **540**, **761**.
Débit des tamis, 809.
Débourbage (dragues), 223*.
Déboisement (All.), 146, 154.
Débris Act., **336**, 846.

Décantation (procédé par), **813**.
— (Prix de revient), **818**.
Décapelage (alluv.), 187.
Décharge des pilons, 761.
Deep leads (All.), 334.
Deep-levels, 665, 739, 848, 877.
Deeps de premier rang, **863**, **869**.
— de second rang, **869**.
— (Amalgamation des), **859**.
Définition du Car load, **412**.
— de la maille, **494***.
— des slimes, **608**.
Dégelage par le feu, **429***.
— par la vapeur, 444*.
Delamar (Mine), 337*, 719.
De La Mar mine, 698.
Deloro Mine, 640.
Denver, 601.
Départ (Essais d'or), 44.
— par l'argent, 45.
— par le cadmium, 48.
Dernière Chance (Placer), 129.
Dés de pilons, **515***.
Dessouchement (All.), 147.
Détermination de l'acidité, 662.
Diahot (N. Cal.), 26.
Diamant (Sondage au), 464.
Diehl (Procédé), 675.
Dieu Merci (placer), 129.
Direction de la Monnaie (U. S. A), **844**.
Distillation de l'amalgame, 279, 476, 539*, 623*, 624*.
— du zinc, 713.
Distributeur, **531***, **687***, 790.
— Butter et Meind, **687***, 795.
Distribution de l'eau (All.), 358.
— dans un moulin à or, 475, **529***.
Ditches (Hydr.), **347***, 864.
Dividendes des Cies de dragage, **256**.
— au Transvaal, **850**.
Dixon (entrance), 438.
Djilinda, 118, 121, 294.
Djolon, 118, 121*, 294, 316.
Dodge (Concasseur), **490***.
Doigt de pilon, 539.
Dolis, 71, 205, 899.
Dôme (Le) Klon., 431.
Dominion, 864.
Dominion Creek, 431.
Donald Gordon, 637.
Double broyage (Tube mill), **583**, 585.
Double traitement (Cyan.), 667, **821**, **795**.
— à Camp Bird, **795**.
— à Crown Deep, **813**, **817**.
Dougall, 632.
Douglas Island, 737, **740***, 846, 867.
Dragage de l'or, 96, **205**, **848***, **849**, **864**.
— Alder Riv., 847.
Dragage (Limite d'exploitab.), **262**.
— à Oroville, **248**, **846**.
— (Personnel), **245**.
— (Prix de revient), **245**, **254**.
— Yuba Riv., 254.
Dragues à bras, 209*.
— (Système Levat), **212***.
Dragues à or, **206***, 214.
— américaines, 268*.
— électriques, 217, 243.
— à godets, 219, **221***.
— fluviales, 230*.
— Levat, **231***, 233*, 235*, 241*, 246*.
— (Modèle carnet sondage), 165.
— (Prix des), **254**.
— (Rapport caractéristique), 162.
— (Rendement des), **259**.
— (Sondages pour), **161**.
— steam shovels, 220.
— suceuses, **220**.
Driefontein, 850.
Driefontein Deep, 862, 863.
Droits sur l'or, **456**.
Drop box (Hydr.), 371*.
Drift claim, 396*.
Dry filling (Cy.), **688**, **781**.
— jiggers, 98*.
Duff et Taylor, 648.
Duflos, 638.
Duncan Riv., 439.
Dunedin, 214.
Dunedin Dredg. C^e, 256
Dunolly, 23.
Dunstan, 99.
Dunstan Lead (Dr.), 259.
Durban Roodepoort C^e, 850, 854, 856.
— deep, 850.
Durée des mines du Transvaal, **854**.
Durr (Chaudières), 244.
Dutch Flat (Hydr.), 336.

E

Earnscleugh n° 1 (drague), 230, 258*, 259.
Earnscleugh n° 2 (drague), 222, 258*, 259.
Eau salée dans les moulins, 753.
— (Amalgamation à l'), 753, 754.
Echantillonnage d'un filon, 465*.
— du minerai, **776**.
Echelle des prospecteurs, **69**.
— américaine, 70.
— anglaise, 71.
— guyanaise, 70.
— russe, 71.
Ecole des Mines de Paris, 134.
Ecosse, 656.
Edison (Séparateur à vent), 106*.
Edwards (four), 674.

Effélis, 332.
Egleston (Th.), 381, 629.
Egypte, 865.
El Dorado C°, 344, 350.
Eldorado C^y, 24.
Eldorado Cr. (Klondyke), 431.
Electric n° 1 (drague), **257**, 259.
Electriques (dragues), 217, 243.
Electrolytique (Chlore), **811**.
Electrum, 26.
Elévateurs, 215*, 483, 776.
— Anker, 677*.
— à courroie, 228, 776.
— à godets (dragues), 215*, 227*.
— hydrauliques, 335, **385***.
— à tailings (filons), **680***.
Elinde articulée, 266, **271***, 272*.
El Oro Mine, **583**, 865, 868.
Elsener, 27, 638.
Empire (drague), 256.
Enfield (Dr.), 260.
Enfin (placer), 129.
Engineering and Mining Journal, 468, **844**.
English Mine (placer), 364.
Entreprise (drague), 255, 256, 258, 259.
Epuisement des sondages, 122.
— des mines du Transvaal, 739.
Essais de Cy. (liq. titrées), **659**.
— — en présence du zinc, 660.
— — des tailings, 661.
— pour zinc, 705.
— (essai rapide), 663.
— des quartz (batée), 72.
— d'or (voie sèche), 34*.
Estacades des flumes, 181*, 341, 348*, 351*.
Etablissements de crédit, 2, 261.
Etats-Unis, 3, 56, 216, 264, 431, 464, 540, 594, 601, 664, 707, 844, **845**, 867.
— (Gouvernement des), 632.
Etoile polaire (Mine), 336.
Ettrick (Dr.), 259.
Etude du broyage, **483***.
Etude de la cyanuration, **676***.
Eureka Lake C°, 344, 351.
— Creek, 392.
— (drague), 258*.
— Main Ditch, 344.
— Miners Ditch, 350.
Evacuation des tailings, 225*, 229*, **363***, **799**.
— des excavateurs, 277.
— de la cyanuration, 683, 799.
— du stérile superficiel, **230**, 235*.
Excavateurs, **264***.
— à élinde articulée, 266, 271*.
— avec renvoi des stériles, **264***.
— de Malamalsky, 323*.
— universel, 323*.
Excelsior C°, 350.
Exploitabilité (Limite d'), 59, **69**, 143, 205, **262**, 270, 279.
— des alluvions, 69, **262**, 279.
— du Main Reef (Transv.), 854.
— par dragage, 262.
— des slimes, 822.
Exploitation des alluvions, 62, 171*, 182*.
— des alluvions gelées, 123.
— des graviers cimentés, 262, 396*.
— en paddock, **184***.

F

Falémé, 26.
Far West, 464, 874.
Faraday, 27.
Farrel (Hydr), 364.
Father of Smet Gold C°, 760.
Feather River, 184*, 334, 344*.
Fereira Deep, 850, 862, 869.
— Gold, 850.
Fergus County, 847.
Ferraris, 562.
— (Moulin à boulets), 565*.
Filiales (Création des), **17**, **858**.
Filons aurifères, **461**.
Filtre-presse, 664, 672, **690***, 874.
Financial News, 842.
Fingers, 539.
Findlay (Dr.), 258*.
Finisseurs, **484**.
Fischer (Joint), 361*.
Flèche de bocard, **520**, 790.
— (Prix d'un moulin par), **625**.
Flint mill, 570.
Floating Gold, 384, 542.
Flora (Dr), 257.
Flumes, 184* 341, 348*, 352*.
Fondants (essais d'or), 36 .
Fondations des bocards, **506***, 749.
— en béton, **749**.
Forest Hill, 399, 416, 420.
Forty miles, 430, 450.
Four de grillage, **643**, **825***.
— Edwards, 674.
— Holtoff-Wethey, 647, 672.
— à lingots d'or, **624***.
— Merton, 642, 738, **826** *.
— Pearce, 647.
— (Prix de revient), **828**.
— à sole tournante, 642.
— à vent, 35*, 624*.
— Wethey, 647, 672.
Fouta Djallon, 54, 59.
Frais d'une expédition, 128, 155.
Franc mineur (Klond), 456.
France, 23, 601.
François (Félix), 282.

François (laveur), **282***.
Franz, 27.
Fraser Riv., 430.
Fraser et Chalmers, **13**, 748.
Free Gold, **477**.
Free milling ores, 462, **477**.
— (or libre), **477**.
Freid (Séparateur), 110.
French Corral, 364.
Frénier (pompe), 780.
Frue Vanner, 589, **590***, 598, 725, 755, 793.
Fuchs, 21, 207, 633.
Fuchs et de Launay, 21.
Fuchs et Cumenge, 21, 207, 633.
Furmann, 662.
Fusion directe des concentrés, 725.
— réductive (Essais de), **34**.
— de l'or, **624***.
— plombeuse (précipités), **769**.

G

Gabriel (drague), 260.
Galène, 479, 594.
Gallois (moulin), 503.
Gard, 60.
Garden Gully (dr.), 260.
Gardon, 60.
Garibaldi Mine, 25.
Garryowen (dr.), 260.
Gate (Concasseur), 668, 672.
Gay-Lussac, 42, 49.
Gayville Mine, 760.
Géants, **341***, **360***.
Geduld Prop C°, 862.
Geldenhuis, 854, 857.
— deep, 850.
— Estate, 850, 854, 857.
Gel profond, 420.
Généralités, **50**.
— sur les alluvions, 52.
— sur les filons, 53.
Genest (Le), Mayenne, 731.
Georges B. Robinson, 865.
Géorgi, 638.
Giant (Hyd.), 341.
Giant (little) (Hyd.), 359*, 362*.
Gib (tappet), 521*.
Gilpin County, 594.
— (Moulins du), 587, 594.
— (concentrateur de), **594***.
Ginsberg, 850, 854.
Glascow, 655.
Glencairn, 850.
Glen Deep, 850.
Godets (Contenance des), **222**, 250.
Gold Coast, 135, 864.
Gold Mountains, 106*.
Gold Recovery Syndicate, 724.
Golden Beach (drague), 256.
— Bed (drague), 259.
— Gate (drague), 256, 258*, 259.
— Run (drague), 256, 259.
— Terrace (drague), 255, 256.
— Treasure (drague), 256, 259.
Golden Bottom Creek (moulin), 431.
Golden Gate (moulin), 706, 710.
— Horseshoe (moulin), 672, 675, **868**.
— Link Consol. (moulin), 675.
— Mile, 671.
— Reward, 867.
— River (placer), 416.
— Run (Klondyke), 431.
— Star Mill, 761.
Goldfields Consol., 850, **852**, 862.
— Main Reef, 850.
Golfields, 847.
Gongo Seco, 25.
Goose neck, 360*.
Gordon (Donald), 637.
Graissage des flèches, 523, 542, **623**.
Grande-Bretagne, 23.
Grass Valley, 632.
Gravel mines, **396***.
Graves (F.-L.), 254.
Graviers cimentés (Dragage des), **262***.
— (Exploitation des), **396***.
Great Boulder Prop, 671, 672, 828, 829. 848, 868.
— Fingall C°, 828, 868.
— Perseverance C°, 672, 675.
Greenston Cr. (dr.), 261.
Greenwalt, 805.
Grier, 762.
Griffin (moulin), 672.
Grillage chlorurant, 643.
— mécanique, 642.
— (du minerai), **643**, 664, 669, 738, **802**, **825***.
Grillage (prix de revient), **669**, 828.
— (des sulphurets), 802.
Grizzly, 343, 371*.
Groenland (Silex du), 583.
Gross (J.), 774.
Guettler, 638.
Guide-rope, **311***.
Guides de pilon, **523***.
Gunther, 585.
Guyanes, 129, 135*, 627, 865.
— française, 23, 26, 56, **129***, 188, 207, **468***, 627, **865**.
Gyratory (broyeur), **485***, 746.

H

Haile Mine, **803**.
Haina (Riv.), 22.

Hainault Mine, 675.
Haiti, 22.
Halley (concentrateur), 674.
Hammond C°, 254.
Hampton (Tour), 799.
Hannan's Brownhill, 675.
— Reward, 671.
— Star, 585, 738, 829, 832, **838**.
— — nature des minerais, 838.
Happy Valley (Dr.), 259.
Hartley and Riley (Dr.), 256, 259.
Hartz, 117.
Haskin's (Hydr.), 362*.
Hauraki district, **834***, 849.
Hazelton 438.
Héberlé (Moulin), 562*.
Henderson, 638.
Hendrick's C°, 351.
Hendryx (Procédé), **694**.
Hendy (concentrateur), 600*.
Hennen Jennings, 862.
Henry Nourse, 850.
Hercules (marque Koppel), **515***.
Héroïque (période), **55**, **443**.
Herrenschmidt, 731.
— (procédé), **730**.
Hessey's Waikaka (Dr.), 260.
Hidden Treasure, 416.
High Land Mng C°, 760.
Historique, **332**, 636.
— (chloruration), **638**.
— (cyanuration), **655**.
Holthoff Wethey (four), 647, 672.
Homberg, 27.
Homestake, 710, 737, **760***, 846, **867**, 874.
— (narrow pattern), **510***, **761**.
— (Prix de revient) **762**, **770**.
Horeseshoe Mill (U. S. A.), 713.
Horeshoe C° (Aust.), 672, 675.
Houssin de St-Laurent (Baron), 434.
Howel Mears, 638.
Humboldt (Comté de), 79*.
Humboldt (Société), 13, 493*, 503, 515, 520, 555*, **558***, 562*, 574, 611.
Hunker Creek, 431.
Huntington (broyeur), 490, 501, **570***, 829, 833.
Hydraulique (méthode), 57*, 61, 96, **332***, 339, **340***.
— — artificielle, 454*, 683 **799**.
— avec élévateurs, **386***.

I

Idaho, 719, 723.
Inch (miner's), 356, 357, 358.
— définition, **356**.
— Valley (Dr.), 260.
Inchdale (Dr.), 260.
Inde, **845**, 865, 869.
Indépendance (Hydr.), 381.
Indian creek (Klondyke), 431.
Indo-Chine, 9.
Ingénieurs Conseil, **874**.
Inini (Guyane), 23, 863.
Inquartation, **43**.
— (Départ avec — d'argent), **45**.
— (Départ avec — de calmium), 48.
— (Départ sans), 49.
Inquartation (Echantill.), 776.
Institute of Mining and Metallurgy, **472**.
Iowa Hill, 381.
Irkoutsk, 421.
Irlande, 23.
Island Block (Dr.), 259.
Isofrancs (courbes), **167***.
Isom, 440.
Italie du Nord, 587.
Iwae (Japon), 862.
Ivanhoe Mine, 675, 868.

J

James (M.-A.), 582, 818.
James Broth, 841.
James (Cyanide Practice), 818.
Jameson's Reward (Dr.), 261.
Japon, 866.
Jauges, 495.
— Carcasse, **496**.
— franç. et angl. comparées, **496**.
— Mouchel, **495**.
— de Paris 1857, **495**.
Jennings (Hennen), 544.
John Taylor and Sons, 865.
Johnson, 27.
Joint articulé, 361*.
Jubilee Mine, 854, 856.
Jumpers, 850, 856.
— deep, 850, 856.
Junction electric (drague), 230, 256, 259.
Juneau (Alaska), 435, 740*.
Junau (Mine), 740.
Jupiter and Simmer, 863.
Jutland Flat (Dr.), 255, 256.

K

Katchkar (Sib.), 543.
Kalgoorlie, 666, 670, 738, **825**, 827*, 848.
Kalgurli (Mine), 674, 738.
— (Composition du minerai), 825.
Kamchatka, 117.
Kandelhart, 44, 47, 48.
Kankakee (Dr.), 254.
Karangahakee, 835.

Kawarau Riv., 215.
Kerr's Station (Dr.), 25.
Keystone (sonde), 161, 445*.
Kischnikis (Sibérie), 127.
Kimbal (Mine), 24.
Kingower, 23.
Kinzie, 740.
Kitimaat, 438.
Klamath River, 79.
Klamak (placer), 335.
Klondyke, 6, 59, 123, 230, **267***, 339, **431***.
— (composition des all.), 440.
— (méthodes de travail), **267**.
Knights Central, 863.
— deep, 850, 852.
Knockers, 99.
Knuckle joint, 361*.
Kokomo (District de), 601.
Kopeks, 201.
Koppel (Arthur). **515***.
Krom (Cylindres de), **544***, 641.
— (Avantages des), 548.
Koulibinka (All.), 314.

L

Lacy (de), 638.
Lady Hotham (pépite), 24.
Lady Rainfurly (Dr.), **257**.
Lady Roxbury (Dr.), 259.
La Grange C°, 351, 357, 381.
Lake Wiew Consols, 671, 672, 675.
Lamar (de) (Mine), 337*.
Lancaster Mine, 850.
— West, 850.
Lange, 638.
Langlaate Deep, 850.
Lapparent (de), 54.
Latérite, 53, 135.
— (Or dans la), 54.
Laurie Mine, 847.
Launay (de), 21, 468*.
Lavage des alluvions, **55***, **113***, **129**, 873.
— (classif. des méth.), **60***.
Laveur Bazin, 279*.
— Félix François, 282*.
Lavoir à cuve, **304***, **307***.
Lavoir avec trommel (Sib.), **302***.
Lavoirs sibériens, **310***, **329***.
Lavoirs fixes, **97**, **288***.
— mobiles, **96**, **171***.
Lawrence (drague), 260.
Lawrence (Comté de), 760.
Lead City, 760.
Leader, 855.
Leadhills, 23.
Le Blond, 150.
Lebong Seolit, 866.
Législation (Klondyke), 456.
Lena (Fleuve), **309**, 864.
— (Placers de la), **309**, 864.
Lenicque, **587**, 589, 611, 728.
— (Table), 613*.
Leonovski (placer), 121*.
Levat (E.-D.), 68*.
— (dragues à bras), 212*.
— (dragues à or), **231***, 233*, 235*, 241*, 246*.
Levol, 42.
Lewes (Riv.), 430.
Lexington, 551.
Lilloet, 438.
Limite d'exploitabilité, **382**.
— — des alluvions, **69**, 143, 205, 270, 381, 444.
— — par dragues, **262**.
— — des graviers, **419**.
— — par l'hydraulique, **382**.
— — au Klondyke, 444.
Limonite aurifère, **634**.
Lingots, 623*.
— (Valeur des), 770.
Linkenbach, **610**, **616**.
— (Table de), 610, 615, 621.
Lit majeur (All.), 294*.
— mineur (All.), 294*.
Little Giant (Hyd.), 359*, 362*.
Lluvia de Oro, 865.
Loch Lomond (Dr.), 259.
Lock, 21, 381.
Loi Caminetti, 336.
Lomagunda (Distr.), 863.
London Hamburg Recov. Synd , 585, 675.
Londres, 13, 849.
Long-tom, **75***.
— boukhare, 77*.
— chinois, 76.
— à losanges, 76*.
— Oregon, 79*.
— plaques amalg., 78*.
Losanges (Long-tom à), 76*.
Los Angeles (Cal.), 694.
Loup (Riv. du) Can., 26.
Lubecker Machinenbau Gesell., 266, **271***, 272*.
Lucas Samuel, 42.
Lucette (La) Mine, **731**.
Lührig, 598.
Lyonnais, 62.

M

Mabel Mine, 419.
Mac Arthur et Forrest, **655**, 834.
Mac Charlton (dr.), 260.
Mac Dougal, 632.

Mac Lay, 214.
Mac Queen (Ch.), 214.
Madagascar, 9, 52, 206.
Magenta Flume, 349*.
Magnésie, **765**, 825.
Maille des tamis, 494.
— (définition), **494***.
— (grandeur en mm.), **497**.
— (nombre au cent. car.), **497**.
Main-d'œuvre, 739, 758, 787, 844.
— (Afrique Centr.), 378, 898.
— (Australie), **875**.
— jaune, **877**.
— (Prix de la), **876**.
— Transvaal, 844, 849, 851, 875.
Main Reef, 854, 857, 877.
— (Teneur moyenne du), 854.
— leader, 855.
Maitland Mine, 738, **772***.
— (Composition des minerais), 772.
— (moulin de), **773***.
— (Prix de revient), 786.
Makelumne Riv., 336.
Malamalsk (placer), 318*, 323*, 422, **425***.
— (Excavateur de), 323*.
Malaya Zolotaya (Riv.) (Plac.), 197*.
Manahattan, 551.
Manorburn (Dr.), 255.
Manuherikita (Dr.), 259.
Manzanita, 364.
Maraudeurs, 127, 210*.
Maripa (Plac.) Guy, 26.
Mariposa County, 334.
Maran Broth, 748.
Maroni (Guy), 23.
Marseille, 433.
Martha Mine, 834.
Marysville, 336.
Matau (drague), 259.
Matthiessen, 29.
May Consolidated, 850.
Mayenne (La Lucette), **731**.
Mayo (Riv.), 439.
Maysville, 706.
Mazar Sou, 200.
Mears (B. Howell), 638.
— (Procédé), 639.
Melbourne, 636, 828.
Melones C°, **351***.
Mercur, 706, 710, 847.
Mercure (Emploi du) (All.), **91**, 191.
— — (Moulins à or), **532**.
Meroo Creek, 23.
Merrill (C.-W.), 703, 709, 713, 763, 779.
Merton (four), 642, 738, **826***.
Messag. Maritimes C°, 434.
Mesh (définition), 498.
Mesurage et vente de l'eau, **357**.
Mesurage de l'eau, 356.
Méthodes d'exploitation (alluv.), 62, **96**, **171**.
— chinoise, **195***.
— guyanaise, **129***.
— hydraulique, 63*, **332***, **340***, **453**.
— sarte, **200***.
— sibérienne, **117***, **288***, **427***.
Méth. de traitement (filons), 663.
— américaine, **668**.
— australienne, **670**.
— par double traitement, 667, **821**, **795**.
— Merrill, 713, **768**.
— de Park (acidité), 662.
— de Taverner, 711.
— du Transvaal, **664**, **813**.
Mexican Mine, 740.
Mexique, 3, 601, **845**, 865, 868.
Meyer and Charlton, 850.
Miasse (Sib.), 23, **307***, 543.
Mill site, **480**.
Mille d'or (Le), 671.
Millers Flat (drague), 257*.
Milton C°, 334, 350, 358.
— Ditch (Coût du), **350**.
Minaca, 865.
Minas Geraes, 25, 196.
Mine Morgan, 637.
Minerai en vue, **472**.
Minerais aurifères exceptionnels, **725**.
— auro-antimonieux, **730**.
— rebelles, 53, 462, **630**, 655.
Mineral Point, 760.
Miner's inch, 352, **357**, 382.
Mines payantes, 655, 850.
Mining and Scientific Press, 694.
Minto (Lord), 431.
Miocene C° (Cal.), 334, 349, 350.
Miocène Ditch (Klon.), 339.
Miskal, 205.
Mokoïa (drague), 260.
Molvague (pépite), 23, **25***.
Molybdénite, 746.
Molyneux (Hydr.), 258*.
Mondoe, 760.
Monitor, 341, 360*.
Monnaies (Hôtel des), 641, 770.
Montagnes rocheuses, 435.
Monumental Quartz Mine, 24.
Montana, 601, 696, 706, 723, 847.
Monte-jus, 664, 672, 690.
Monteponi, 543.
Montezuma (Dr.), 261.
Moonlight (Dr.), 261.
Morgan frères, 637.
Mortar block, 511*.
Mortiers, **509***, 748.
— Anvil Block, **511***.
— des Black Hills, 513*.

Mortiers broyant à sec, **512***.
— à devant amovible, **535***.
— à double décharge, **514***.
— de Homestake, **510***.
— de Maitland, 777*.
— sans amalgamation, 503, 511*, **513***, **514***.
Mosquito (Dr.), 260.
Mother Lode, **845**.
Moteurs électriques, 217, 243, 520.
Mouchel (Jauge), 495.
Moulins, 477.
— à boulets, 500, **558***, **829**.
— — (Usure des), **830**, **838**.
— chilien, 500, **542**.
— californien, **477**.
— Dana, 567*.
— à façon (Custom mill), 481.
— Ferraris, **563***.
— Héberlé, 562*.
— Huntington, 490, 501, **570***.
— Humboldt, **558***, 562.
— Morel, 501.
Moulin à or, **477***, 798.
— (Frais de traitement), **597**.
— (Choix de l'emplacement), **480**.
— (Conduite du travail), **618***.
— (Coût d'un), **626**.
— (Personnel nécessaire), **625**.
Moulin de prospection, **472***.
Mount Cory Mine, 548.
Mount Morgan (Aust.), 564, 566, **634**, **641**, 738, **848**, **868**.
— Extension, 638.
— North Consols, 638.
— West, 638.
Moura, 203*.
Muck (Klondyke), 440, 452.
Mundic (Ruisseau), 636.
Munktell (Procédé), 640.
Muséum de Paris, 25.
Mysore. Mine, 869.
Mystery Flat (Dr.), 260.

N

Nadiéjda (Sib.). 129.
Native Youth, 24.
Nelson Creek (drague), 256, 261.
Nettoyage (Clean up) All. 91*, 191*.
— (Moulins à or), **535**, 768, 785, 792, 800.
Nertchinsk (Sib.), 421.
Nertchinskyi Zavod, 421.
Nevada City, 336.
— County, 399, 847.
Nevis, 259
New Alpine Consol. (Dr.), 259.
New Bendigo (Dr.), 259.
New Comet, 850.
New Commiss. (Dr.), 261.
New Goch, 850.
New Golden Beach (Dr.), 259.
New Half-way House (Dr.), 259.
New Ingersoll, 745.
New Jersey, 110, 711.
New Kleinfontein, 850.
New Lafranchi (Dr.), 259.
New Mexico, 107.
New Primerose, 850.
New Prince Arthur (Dr.), 259.
New Roxburg Jub (Dr.), 259.
New Teviot (Dr.), 259.
Newark, 711.
Newbury (Cosmo).
Newbury et Vautin, 638.
— (Procédé), 641.
New-York, 435, 740, 770.
Ngapara (Dr.), 230, 259.
Niclausse (Chaudières), 244.
Nicol (Ralph), 672.
Niger (Boucle du), 64.
Nigel C°, 850.
Nijné Taguil, 26.
Nil desperandum (pépite), 24.
No Town Creek (Dr.), 261.
Noix (Broyeur à), 485*.
Nombre de Claims par puits, **862**.
— pilons par Claim, **862**.
Nome (Cap), **339**, 421, 846.
Nord-Améric-Trading C°, 439.
Noria (Sondage à la), 161*.
North Beach (dr.), 261.
North Bloomfield, **57**, 336, 358, 364, 380, 396.
Northern Series (Rand), 851, 877.
Notions sur le tamisage, **494***, 608.
Nourse deep C°, 850.
Nouveau-Mexique, 723.
Nouv.-Calédonie, 26, 207.
Nouv.-Galles du Sud, 23, 24, 25, 849.
Nouv.-Guinée, 866.
Nouv.-Zélande, 26, 56, 207, 214, 339, 655, **834***, 848, **849**, 869.
Nouvelle Zélande (Ile-du-Nord), 849.
— (Dragages d'or en), **255**, **849**.
Nugent Wood (Dr.), 260.

O

O'Driscoll, 631.
Obalski, 444.
Obi-Sanghi Khergow, 202.
Ohinemuri, 834, 836.
Okhotsk (Mer d'), 117.
Olrig (Dr.), 259.

Omineca, 43 .
Ontario Mine, 551.
Opérations (Sibérie), **290***.
Ophir Creek (Klon.), 451.
Or (Alliages d'), **29**.
— (Amalgame d'), 30.
— combiné, 53, 462, **630**, 655, 746, 871.
— (Cyanures d'), 31.
— (Essais par v. sèche), **34***.
— flottant, 542, 595.
— (gist. en place), 53.
— (gist. secondaires), 53.
— libre (free gold), 53, 462, **477**.
— — (free milling), 462, **477**.
— (Minerais réfract. d'), 53, 462, **630**.
— (Propriétés chimiques), **28**.
— (Propriétés physiques), **26**.
— rouillé, 542.
— (sels d'), 32.
— (Statistique, 1875-1904), **2**.
Orange (Aust.), 24.
— (New Jersey), 110.
Orapu (Guy.), 152, 790.
Ordre de levage (pilons), **525**.
Ore in sight (définition), **472**.
— feeder Challenge, **531***.
— — Tulloch's, **531***.
Oregon long tom, 79*.
— (Pin d'), 749.
Oriental Consols (Corée), 866.
Oroville (dragage), 248, **846**.
— — (prix de revient), 251.
— (profondeur de dragage), 250.
— (prospection), 248.
Oroya Brownhill, 828, 841, 868.
Ossements fossiles, 442.
Otago N° 1 (drague), 259, **261**.
Otago N° 2 (drague), 259.
— Gold dreging C°, 256.
— Miller's Flat C°, 257*.
Ottawa, 433.
Ouest Africain, 864.
Oural, 23, 83, 309, 543, 864.
— (Placers de l'), 283, **297***, 864.

P

Pactolus (Dr.), 261.
Padriatchikis (Sib.), 295.
Pamir, 208.
Pan (alluv.), 65*.
— d'amalgamation, 95, 537*, 635, 831, 834*.
— (filons), **537**, 635.
— Wheeler, 831.
Papillonnage (dragues), 219, **237***.
Parogon Claim, 399.
Paris (placer), 742.
Park (Méthode de), 662.
Park Canal C°, 351, 358.
Park City (Mine), 847.
Pas-trop-tôt (Plac.), 129.
Parties (Recherches), 117*.
Patterson's Free (Dr.), 260.
Pavage des sluices, **366**.
Pay gravel (All.), 399.
Payne (F.-W.), 216.
Paz (La), 23.
Peck (batteur), 229*.
Pelatan (L.), 73.
— (Procédé-Clérici), **716***.
Pelton (Roue), 794.
Pemberton Meadow, 438.
Pendules (Broyeur à), 573.
Pénétration de l'or (bed-rock), **121**, **131**.
Pente des sluices, 87, 173, 365.
Pépites, **22**, 56.
Percy, 638.
Percy Morgan, 836.
Période héroïque (Alluv.), **55**, **433**.
— rationnelle, —, **56**.
Pérou, 23.
Persévérance (Mine), 673, 868.
— (drague), 256, 258*, 259.
— (Moulin de), 829.
Personnel (Aff. américc.), **418**.
Personnel nécessaire (dragues), **249**.
— (Stamp mill), **625**.
Pertes d'or (All.), **384**.
Pertes des moulins à or, 542, **630**.
— de cyanure, **695**, 785.
— de zinc, **696**, 703.
— chimique, 542, 696, 699, 786.
— mécanique, 542, 696, 699, 786.
— en mercure, 621.
Perth (Austral), 670.
Pestarena, 587.
Pete, 742.
Pettenkoffer, 43.
Phénix Mine, 640, 738, **802**.
Pilons (Moulins à or), 500, 748, 777*, 789.
— (dés de), 515*.
— (Force motrice nécessaire), **620**.
— Gallois, 503.
— Gib (tappet), 521*.
— (Hauteur de chute), 761, 790.
— (Mentonnet de), 521*.
— (Plaques d'amalgamation des), **528**.
— (Poids des), **504**, 619, 748, 778, 790.
— (Sabots de), 521*, 748.
— (Surcharges des), 521*.
— (Têtes des), 520*.
— (Tiges des), 520.
Pinguély, 323*.
Pioneer, 855.

Pirogues, 136*.
Placer (Comté de), Cal., 22, 332, 399, 416.
Placers (période héroïque), 55.
— (période rationnelle), 56*.
— (shallow), 61, 64.
— Enfin (Guy.), 129.
— Léonovski, 21*.
— Malaya zolotaya, 197*.
— St.-Elie (Guy.), 26.
Plaques d'amalgamation, 475, 528, 533, 754, 791.
Plattner, 638.
— (Méthode de), 635, 641.
Plomb, 633, 706, 725.
Plomb (Influence du), 633.
Plumas County, 399.
Pocahontas, 760.
Podvintzoff, 543.
Poetsch (Procédé), 425.
Pointes (Dégelage par), 444*.
Polaire (Etoile), mine, 336.
Pompe chinoise, 194*.
Pont Saint-Esprit, 62.
Portland (Cripple Creek), 867.
Port Pirie, 670.
Port Simpson, 438.
Poruña, 65*, 67.
Postelthwaite (R.-H.), 216.
Potsdam Siliceous ores, 772.
Pouce de mineur, 356, 357, 358.
— (Prix du), 358.
Pouillet, 27.
Pourpre de Cassius, 663.
Précipitation de l'or, 651, 688*, 766, 785, 799.
— par l'acide sulfureux, 705.
— par le charbon de bois, 705, 810.
— (dans la chloruration), 651.
— par l'électrolyse, 705.
— par H^2S, 631, 705, 810.
— par le sulfate ferreux, 705, 810.
— par le zinc en fils, 688*, 785, 799.
— — en poudre, 698, 710, 766.
— prix de revient, 716, 718, 720.
Précipités, 705, 768.
— (Composition des), 706.
— (Traitement des), 707, 768, 770, 785.
Premier Buller (Dr.), 260.
Préobrajensky (Sib.), 129.
Prescott (pompe), 784.
Prester (A.), 663.
Prise d'échantillons (filons), 465*.
Prix de revient du dragage, 245, 254.
— méth. sibérienne, 301.
— par excavateurs, 270, 279, 327.
— — à Oroville, 248.
Prix de revient (Hydr.), 381, 392.
— — (Alluv. gelées), 430.
Prix de revient (bromo-cyanuration), 841.
— — (chloruration), 645, 653, 804, 812.
— — (cyanuration), 673, 801, 818.
— — (Gravelmines), 417, 420.
— — par flèche, 625.
— du grillage, 669, 828.
— — (stamp mill), 597.
— — (Tube-mill), 666.
Prix des dragues à or, 254.
— d'un lavoir sibérien, 301.
Procédé Diehl, 675, 738.
— Hendryx, 694.
— Herrenschmidt, 730.
— Mac Arthur et Forrest, 655, 721.
— Mears (Chl.), 639.
— de Mount Morgan (Chl.), 634, 641.
— Munktell (Chl.), 646.
— Newbery Vautin (Chl.), 642.
— Pelatan Clerici, 716.
— Poetsch, 425.
— Siemens et Halske, 705, 712, 714, 721.
— Suédois (Chl.), 646.
— Thies (Chl.), 640, 802.
Production de l'argent, 1875-1904, 5*.
— de l'or, 1875-1904, 3*.
— du Transvaal, 851.
Profondeur de dragage, 250.
Propriétés chimiques de l'or, 28.
— physiques de l'or, 22, 26.
Prospection (Méthodes de), 113, 117*, 129*.
— des alluvions, 113.
— des filons, 463.
— des graviers cimentés, 401.
— en Guyane, 115*, 129*, 138*.
— à Oroville, 249.
— en Sibérie, 117*.
— sous les tropiques, 135*, 151.
Prospecting Mill, 472.
Province Maritime, 117, 123, 280.
Puits communs (Trans.), 858, 860.
— (Avantages des), 859.
Pulpe, 586, 631, 665, 755, 761, 763, 792, 838.
— (agitation des), 671, 694, 717, 838.
Pulsomètres, 444.
— (Dégelage par), 444*.
Purington (W.), 794.
Pyrite antimoniale, 633, 746.
— arsenicale, 634, 761, 828.
Pyrite de cuivre, 478, 594, 761, 802, 828.
— de fer, 478, 594, 744, 761, 772, 828.
Pyrrhotine, 761, 765, 772.

Q

Quaker Hill, 336.
Quantité d'eau employée (All.), 380.
Quartz aurifère, 478.
— normaux, 480.

Quartz creck (Klon.), 431.
Queen (Charles M.), 214.
Queensland, 98, **634**, 655, 848, 868.

R

Radford, 382.
Raffinage des précipités, 770, 800.
— (Prix de revient du), 770, 787, **801**.
— (Pertes au), 800.
Ralph Nicol, 672.
Rand, 655, 665, 711, 721, 851, 852, **854**, **857**, 873.
— Central, 812.
— Collieries, 862.
— Mines, 862.
Rankine (Vanneur), 101*.
Rapport caractéristique (dragage), 163.
Rationnelle (période alluv.), 56.
Ready Bullion, 742.
— (Emploi de l'eau salée à), **753**.
Rebellious ores, 462, 479, **630**.
Recherche des filons, **464***.
Recherche des placers, **112***, 124*, 126*, **138***, **151**.
— en pays tropicaux, **135***.
Récolte de l'or (alluv.), 91*, 191*.
— (filons), 756, 768, 785, 792, 800.
Redyang Lebong, 866.
Reeds Mine, 22.
Reeves prop. (Dr.), 260.
Refractory ores, 462, **630**.
Règle pour l' « ore in sight », **472**.
Reine Charlotte (Ile), 438.
Reliance (Dr.), 259.
Remington City, 336.
Remplissage des cuves, **688**, 765, **781**.
Rendement des dragues, **255**, **257**, **259**.
Report Book for M. E., 467.
Réseau primaire (sondage), 167.
— complémentaire — , 167.
Résidences (Sibérie), **124***.
Reterre (Creuse), 23.
Revival (Dr.), 259.
Revue des plus grandes mines, **867**.
— de la production mondiale 1904, 739, **844**.
Reynolds (A.-M.), 355.
Rhin (Or du), 26.
Rhodesia, **845**, 863.
Rhône, 62.
Richard (E.).
Richards (R.-H.), 615.
Richardson (Hydr.), 381.
Richesse des chenaux, **418**.
Richter, 638.
Rickards (T.-A.), 844.
Riffles des dragues, 234.
Riffles en fer, 178*, **331***.
— des sluices, 63, 86, 178*, **331***.
— des tables (concentr.), 602.
Rims (bords), 399.
Rise and Shine (Dr.), 259.
Rising Sun (Dr.), 230, 259.
Rittinger, 590, **615**.
— (tables), **589**, 598, 615.
Rivot, 42.
Roach Hill (Hydr.), 381.
Roberts (E.), 216.
Robins (Elévateur), 677.
Robinson Mine, 655, 856.
— Central deep, 850, 862.
— Deep, 666, 850, 852, **855**, **860**, 863.
— Gold, 850.
Roche morte, 134.
— à ravets, 135.
Rocker, **72***, 535.
Rockland Beach (dr.), 260.
Rodage (Appareil de), 555*.
Rojdestvensky (Sib.), 129.
Roodeport Central Deep, 850, 854.
— Main Reef, 850.
Rose deep, 850.
Rosemont Mine, 834.
Rouble, 71, 295.
Roue à tailings, 680*, 681*, 682*.
Round buddle, **609**.
Royal Waimumu (Dr.), 260.
Russel (Th.), 582.
Russie, 3, 723, **845**, 864.
Rusty gold, 384, 542.

S

Sables (Cy.), 665, 699, 765, 779.
— (Traitement des), **781**.
Sabots de pilons, **521***.
Sacramento, 26.
Safet Daria, 206.
Sahara, 64.
Saint-Arnaud, 25.
Saint-Elie, 26.
Saint-Laurent, 435.
Saint-Quentin, 23.
Salaires, 844, 849, 851, 876.
— aux Etats-Unis, 877.
— à Kalgoorlie, 876.
— au Transvaal, 875, 877.
Salisbury Mine, 856.
Samuel Lucas, 42.
Sandy Point (Dr.), 259.
San Francisco, 252, 254, 433, 636.
San Juan, 350.
San Juan Ridge, 336.
Santa Barbara, 865.
Santa Rosa, 26.

Sarah Sands (pépite), 23.
Sarte (méthode), 200*.
Sasseurs à sec, **105***.
Saturation par la chaux, 702, **764**, 814.
Sauvé (or), 56.
Schabrowski (Oural), 26.
Schlangenberg (Electrum), 26.
Schlamms, 485.
Seattle, 434, 748.
Séchage des concentrés, 793.
— des minerais, 793.
Sécurité (Coeff. de), 168.
Sedberg, 214.
Sénégal, 26.
Seeward (Péninsule), 450.
Self-mademan, 214, 874.
Séparateur Edison, 106*.
— Freid, 110.
Séparation de l'or (Dr.), **232***.
Séparation par le vent, **98***.
Seven hundred foot Mine, 740.
Sew How, 215.
Sheddan's Waikaka (Dr.), 260.
Shotover, 215.
Siam, 26.
Sibérie, 23, 52, **117***, 207, 264, **288***, **420***, 587, 728, **873**.
— Orientale, 121*, **289**, **309***, **421***, 864.
Sibériens, 67, 122, 328.
Sicile, 204.
Siemens et Halske, 705, 712, **714**.
Sierra County, 22, 24, 399, 419.
Siever Mine, 847.
Sierra Nevada (Cal.), 333.
Silver Basin, 430.
Silver Bow, 740.
Similkameen, 865.
Simmer and Jack, 666, 850, 852, **860**.
Simpson (E. W.), 833.
Simpson (Fort), 435.
Sinnamary (Guy.), 865.
Siskiyou (Hydr.), 392.
Sixty Miles (Plac.), 439.
Skagway, 435.
Skimmings, 538.
Skitine, 430.
Skip, 745.
Slimes, 485, 587, 595, 621, 636, 674, 690, 783.
— à 2 Dwts (bénéfice), **822**.
— (Définition des), **608**.
— (Densité des), **814**.
— (Filtration des), 813.
— (Précipit. par chaux), 818.
— (Trait. des), 621, 636, 674, 699, 783.
— à Camp Bird, 796.
— à Maitland, 782.
Sluices, 63, **84***, **171***, **341***, 683, **806**.
Sluices (Consommation d'eau des), 87, **365**.
— (Construction des), 85, **363**.
— (Débourbage dans les), 173.
— (de décharge), **375**, 391.
— à graviers, 95.
— Guyanais, 173*.
— Amélioré, 177*.
— (Longueur des), 172.
— (Mode de travail des), 89.
— (Pente des), **87**, 173, **329***, **363**.
— (Personnel des), 93.
— (Variétés de), 93.
— volants, 89*, **171***.
Sluice-box, F. François, 282*.
Smartsville, 357, 380.
Smieta (Sib.), 290.
Sneeka Riv, 438.
Sociétés par compagnons, **289**.
Solutions aurifères, 667, 765, 783.
— de batterie, 667, **784**.
— faible, 765, **813**.
— forte, 765.
— vierge, 783.
Sondages, 119*, 139*, 151.
— américains, 159, 445*.
— à contre-versant, 152*, 157.
— au diamant, 464.
— pour dragages aurifères, 161*.
— (Epuisement des), 122, 141*.
— (Exécution des), 119*, 141*.
— (méthode guyanaise), 129.
— (— sibérienne), 117*.
— à la noria, 161*.
Sonde Keystone, 161, 445*.
— à tiges, **156***.
Soudan, 865.
South African Mines, 4, 862.
— Dakota, 713, 737, 738, 760, 846, 867.
— Geldenhuis, Deep, 863.
— Kalgoorlie, 828, 829.
— Nourse, 863.
— Rand, 857.
— Rose deep, 863.
— Yuba canal C°, 344, 350.
Southland (N.-Z.), **261**.
Spes bona, 854, 857.
Spitzkasten **615***, 674, 763.
Spring Valley C°, 344, 351.
Spring Gully Mine, 631.
Squamish, 438.
Stafford Waimea (Dr.), 261.
Stamp mill, **477**.
— (Coût du traitement au), 597.
— (Organisation d'un), **618***.
Stanislaus, 336, 351, 357.
Stanok (Vachguert), 77.
Staratiélis, 295.
Statistique de 1904, 844.

Steam shovel, **268***.
Stein (table), 598.
Stewart river, 430.
Stibine, 479, 634, 731.
Stony Mosquito (Dr.), 261.
Sturtevant, **557***.
Suberbie C°, 206.
Success (drague), 260.
Suédois (Procédé), 640.
Suez, 230.
Sulfate de chaux, 825, 833.
Sullivan's Lead (Dr.), 260.
Sulman et Ted, 706.
Sulphur Creek (Klon.), 431.
Sulphurets, 478, 586.
Sumatra, 866.
Surcharge de pilons, 521*.
Sutherland, 672.
Sutter, C°, 336.
Sweetland Creek, 364.
Sydney (Austr.), 637.

T

Tabi Dara, 202.
Tables, **589**.
— Bartsch, **598***.
— Cammet, 606.
— Humboldt, 611.
— Lenicque, **612***.
— Linkenbach, 610, 615.
— Rittinger, 589, 598.
— Stein, 598.
— tournantes, 610.
— Wesley-Baird, 575.
— Wilfley, **601***, 606.
Tacoma, 435, 726, 737, 753, 756.
Taïga, 117.
Tail elevators (dragues), **215***.
Tailings, 481, 593, 595,
— (concentration des), 654.
Tail sluice (Hydr.), 343, **375**, 391.
Taku (Klon.), 430.
Talbar, 202, 206.
Tamis de pilons, **579**, 754, 777, 791.
Tamisage (Notions sur le), **494***, 608.
Tanana Riv. (Klon.), 451.
Tanana, 451, 846.
Taniwha (Dr.), 260.
Tappet (gib. mentonnet), **521***,790.
Taquet de pilons, 521*.
Tarataïkas (Sib.) 289, (Sib.) **314**.
Tard Venu (placer), 129.
Tarrangover, 25.
Taschku Targanka, 23.
Tasmania Mine, 849.
Tasmanie, 849.
Taverner (P.-S.), 771.
Taverner (Procédé), 711.
Tayojné (placer), 315*.
Tchachka, **304*** 318*.
Tcherkasskaya (st^ma), 197.
Tchernaya riéka (Plac.), **299***.
Tchita (Sib.), 421.
Technological Museum, 636.
Tellure, 645, 772.
Tellurures, 479, 825, 831, 843, 874.
Tempérament des alluv., 166.
Ten mile Mine, 601.
Teneur limite, 59.
— des alluv., **69**, 143, 205, 270, 381, 444.
— — gelées, 270, 430.
— de la cyanuration, 822.
— du dragage, **262**.
Teneur moy. du Main Reef, 854.
Tengui (monnaie), 201.
Terry, 713.
Tête de pilon, **520***.
Thames (district), 834.
Thies, 638, 802.
— (procédé), 640, 802.
Thompson river, 430.
Three Miles (Dr.), 261.
Tian-Chan, 62.
Tinkisso, 26.
Tintic, 847.
Titiribi, 26.
Tige de pilon, **520**, 790.
Titre de l'or (placers), 26, 200, 380, 444.
— (filons), 539, 641, 701, 769, 792, 804.
Tôles perforées, 499*.
Tonopah, 847.
Torf (Sib.), 440.
Totara Flat (Dr.), 260.
Toundra (Sib.), 118.
Tour Hampton, 799.
— à zinc, 799.
Traitement de l'amalgame, **379**.
— des précipités, **705**.
— — par grillage, **707**.
— — par l'acide, **708**.
— — par fusion plombeuse, **711**.
Transbaïkalie, 128, 132, 319, 421*, 864.
Transports en Guyane, 136.
— de l'or, 770.
— en Sibérie, **290**.
— au Yukon, **443**.
Transporteur, 228, 676.
— Anker, 620, 622*, 777.
Transporteur-trembleur, 678*.
Transvaal, 3, 59, 464, 626, 655, 665, 700, 721, 724, 738, 738, 739, **813**, 844, **845**, **849**, 860, 869, 873.
Transylvanie, 26, 589.
Trappe à mercure, **755**, 792.
Treadwell (John), 742.

Treadwell Mines, 626, 629, 726, 737, **740***, 846, 874.
— (Prix de revient), **757**, 833.
Treasury Mine, **516***, 850.
Trémies (Ore bins), 481, 631, 746, 789.
Treuil (drague), 243.
Trommel débourbeur, 223*, 303*, 309.
— sur drague, 224*.
— sur excavateur, 269*, 275.
Tronquoy, 23.
Tuapeka (drague), 255, 260.
Tube mill, 484, **575***, 666, 832, 840, **872**.
— Davidsen, 576.
— double broyage, **583**, 666.
— — (fonctionnement), 579.
— — (vitesse de rotation), **580**.
— (Usure), **583**.
Tudor, Mine, 863.
Tulloch (Distributeur), **531***.
Tunnel (exp. de graviers), **403***, 416.
— (exp. hydraulique), **362**.
Tuolumne river, **334**, 336, 344, 351.
Turon riv., 23.
Tyrol, 587.
Tyrolien (Moulin), 503.

U

Um Rus (Ethiopie), 865, **298**.
Under currents, 90*, 372*, 236, **331**, **343**, **363**.
Union (Plac), 79*.
— Mine, 834.
Unity (drague), 255.
Universel (excavateur), 325*.
Upper Waipori (Dr.), 260.
Upper Thames, 834.
Usure dans les cylindres, 551.
— des dés 515, **516**, 749, 791.
— Moulins à boulets, **830**, **838**.
— des sabots **516**, 749, 790.
— Stamp mills, **539**.
Utah, 849.

V

Vallée (Chantier en), **270***.
Vancouvert, 434, 753.
Van Dyck, 862.
Van Ryemsdyk, 43.
Van Ryn, 850.
Vannage à sec des placers, **98***.
Vanneur Buhre, 101*.
— Carlson, 99*.
— Rankine, 101*.
— (Prix des), 104.
Vapart (broyeur), 500.
Vassiliévski Priisk (Plac.), **312***.
Vautin (Claude), 636.
Vénézuéla, 129.
Vente de l'eau, 358.
Verespatak, 26.
Verkné Amoursky C°, **315***.
Victoria (Austr.), 23, 25, 848.
Victoria (pépite), 24.
Victoria (Rhodesia), 863.
Village deep, 857, 860, 863.
— Main Reef, 850.
Virgos Walter (A.).
Vissioly (Sib.), 129.
Vitesse des tube mills, 575*.
Vladivostok (Sib.), 196*.
Vogelstruis, 999.
Voie sèche (Essais par), **34***.
Vorzdvijensky (Sib.), 129.

W

Waihi Mine (N. Z.), **834***, 849, 869.
Waikaka (Dr.), 260.
— Queen (Dr.), 260.
— Syndicate (Dr.), 260.
— United N° 1 (Dr.), 260.
— — N° 2 (Dr.), 260.
Waikino (N. Z.), 836.
Waimumu (Dr.), 260.
— Extended (Dr.), 260.
Waltschanka (Sib.), 297.
Walter Virgos (A.), 698.
Waru (de), 851.
— Mine (Trans.), 851, 877.
Washington, 748.
Water lifters, **386***.
— Companies, 358.
— Rights, 857.
Wedgwood (Pyromètre de), 27.
Welcome Stranger (pépite), **23**.
Welcome (pépite), 23.
Welcome (Dr.), 260.
Weisskirch, 23.
Wemmer (Transv.), 850, 854, 856.
Wesley Baird, 675.
West Mine, 863.
West Rand Central, 854, 857.
Westinghouse, 794.
Wheeler (pan), 831.
Whitby, 711.
White Horse, 436.
White horse gully (Aust.), 24.
White horse riv. (Klon.), 267.
White Pass., 436.
Wicklow (Irlande), 23, 26.
Wiedmann, 27.
Wilfley (table), **601***, 606, 621, 670, 725, 793.
Wilfley (A.-R.), 567, 601.

Wilfrid Laurier (Sir), 438.
Williams (J.-R.), 813.
Wisconsin (Hydr.), 381.
Witwatersrand, 851, 852.
Witwatersrand Deep, 862.
Wrangel, 435.
Wolhuter, 850.
Worthington, 242, 279.
Wunsan (Corée), 866.

Y

Yammys, 197*.
Yankee Jim claim, 332.
Yénissei (Placers de l'), 309, **864**.
York Mine, 854, 857.
You Bet (Cal.), 336.
Yuba riv. (Cal.), 254, 336.
— (Dragage du), 254.
Yukon, 337, 421, 430, **431***.
— canadien, 864.

Z

Zélenkoff (Sib.), 543.
Zéya riv. (Sib.), 121*, 318*, 328*, 420.
Zimovié (Sib.), 124.
Zinc, 688*, 785, 799.
— (Attaque du), 651, 705, 810.
— (Consommation du), **696**, 785.
— (Cyanure double de), 702.
— (Densité des fils de), 699.
— (en fils et tournure), 799.
— (Pertes chimiques de), 696, 699.
— (en poudre), 698.
— (Pertes mécaniques de), 696, 699.
— (Précipitation du), 703.
— (titrage du), 705.
Zolotnik (poids), 71, 205, 295, 899.
Zyrinanovsk (Altaï), 587, **728**.
— (Prix de revient), 730.

TOURS, IMPRIMERIE DESLIS FRÈRES, RUE GAMBETTA, 6.

This book may be kept
FOURTEEN DAYS

89083902346

B89083902346A

ENGINEERING
LIBRARY

89083902346

b89083902346a